

**STUDI EKSTRAKSI BIJIH EMAS KAYA TEMBAGA
PT NUSA HALMAHERA MINERALS PADA PROSES
SIANIDASI DENGAN METODE *PULVERIZED
BOTTLE ROLL***

SKRIPSI

Oleh:

**AMANDA FAHIRA
116180042**



**PROGRAM STUDI TEKNIK METALURGI
JURUSAN TEKNIK PERTAMBANGAN
FAKULTAS TEKNOLOGI MINERAL
UNIVERSITAS PEMBANGUNAN NASIONAL
"VETERAN" YOGYAKARTA
2022**

**STUDI EKSTRAKSI BIJIH EMAS KAYA TEMBAGA
PT NUSA HALMAHERA MINERALS PADA PROSES
SIANIDASI DENGAN METODE *PULVERIZED
BOTTLE ROLL***

SKRIPSI

Disusun sebagai salah satu syarat untuk mendapatkan gelar Sarjana
Teknik dari Universitas Pembangunan Nasional “Veteran”
Yogyakarta

Oleh:

**AMANDA FAHIRA
116180042**



**PROGRAM STUDI TEKNIK METALURGI
JURUSAN TEKNIK PERTAMBANGAN
FAKULTAS TEKNOLOGI MINERAL
UNIVERSITAS PEMBANGUNAN NASIONAL
“VETERAN” YOGYAKARTA
2022**

LEMBAR PERSETUJUAN

**STUDI EKSTRAKSI BIJIH EMAS KAYA TEMBAGA
PT NUSA HALMAHERA MINERALS PADA PROSES
SIANIDASI DENGAN METODE *PULVERIZED
BOTTLE ROLL***

Oleh:

**AMANDA FAHIRA
116180042**



Disetujui untuk
Program Studi Teknik Metalurgi
Jurusan Teknik Pertambangan
Universitas Pembangunan Nasional “Veteran” Yogyakarta

Tanggal2022

Pembimbing I



Riria Zandy Mirahati S.T., M.T
NIP. 19860403 201803 2 001

Pembimbing II



Ir. Anton Sudiyanto M.T
NIP. 195787 1989 1 001

LEMBAR PENGESAHAN

**STUDI EKSTRAKSI BIJIH EMAS KAYA TEMBAGA PT
NUSA HALMAHERA MINERALS PADA PROSES
SIANIDASI DENGAN METODE *PULVERIZED BOTTLE
ROLL***

Oleh:

**AMANDA FAHIRA
116180042**

Telah dipertahankan di depan Penguji Ujian Akhir
Program Studi Program Studi Teknik Metalurgi
Jurusan Teknik Pertambangan
Universitas Pembangunan Nasional “Veteran” Yogyakarta

Pada Tanggal: 2022

Penguji :

1. Ir. Untung Sukanto, M.T
(Ketua Penguji)
2. Riria Zedy Mirahati, S.T, M.T
(Anggota Penguji)
3. Ir. Anton Sudyanto, M.T
(Anggota Penguji)
4. Yasmina Amalia, S.T, M.T
(Anggota Penguji)

ABSTRAK

Bijih emas *epithermal low sulfidation* yang memiliki *base metal* dalam kadar yang tinggi terutama pada tembaga akan mempengaruhi hasil *recovery* emas. Tembaga yang terdapat dalam bijih akan mengkonsumsi sianida berlebih, sehingga proses sianidasi tidak terjadi secara maksimal. Beberapa cara dalam sianidasi dilakukan untuk mendapatkan hasil *recovery* emas yang tinggi dengan meningkatkan konsentrasi sianida, menggunakan ukuran butir yang halus, oksigen terlarut yang sesuai. Metode *carbon in leach* dalam proses sianidasi emas dapat juga meningkatkan persen *recovery* emas pada bijih emas kaya tembaga.

Pada penelitian ini menggunakan tiga sampel yaitu *Low Copper*, *Medium Copper* dan *High Copper* sebanyak 1200 gram. Variasi yang digunakan yaitu, variasi ukuran butir 45 μm dan 75 μm , variasi konsentrasi sianida menggunakan 750 ppm dipertahankan pada konsentrasi 500 ppm dan 1500 ppm dipertahankan pada konsentrasi 1000 ppm dan variasi konsentrasi oksigen terlarut menggunakan konsentrasi 9-12 ppm dan konsentrasi 17-20 ppm. Proses sianidasi dan *carbon in leach* ini menggunakan metode *bottle roll test*. Dilakukan uji *preg robbing* untuk mengetahui *carbonaceous material* yang ada pada bijih menggunakan *magnetic stirrer*. Proses sianidasi menggunakan waktu pelindian 48 jam, pH 10,5 dan persen padatan 43%. Dilakukan *sampling* pada jam ke-2, 4, 8, 24, 32 dan 48. Digunakan kapur untuk menaikkan nilai pH yang dibutuhkan serta H_2O_2 dalam mendapatkan nilai oksigen terlarut yang dibutuhkan. Larutan dan *residue solid* dilakukan pengecekan kadar menggunakan AAS.

Didapatkan hasil *recovery* emas paling baik pada ukuran butir 45 μm pada *Low Copper*, *Medium Copper* dan *High Copper* adalah 97,73%; 97,25% dan 98,41%. Hasil *recovery* emas paling baik didapatkan pada konsentrasi sianida 1500 ppm *Low Copper* 98,09%; *Medium Copper* 97,36% dan *High Copper* 98,54%. Variasi konsentrasi oksigen terlarut paling baik digunakan pada konsentrasi 17-20 ppm dengan hasil *recovery* emas *Low Copper* 97,83%; *Medium Copper* 97,68% dan *High Copper* 98,56%. Pada metode *carbon in leach* dihasilkan persen *recovery* emas yang tinggi pada masing-masing sampel.

Kata Kunci: Sianidasi, *Carbon in Leach*, *Recovery* emas, Kadar tembaga tinggi.

ABSTRACT

Epithermal low sulfidation gold ore which has a high metal base, especially in copper, will affect the yield of gold recovery. Copper contained in the ore will consume excess cyanide, so the cyanidation process does not occur optimally. Several ways in cyanidation are carried out to obtain high gold recovery results by increasing the concentration of cyanide, using a fine grain size, suitable dissolved oxygen. The carbon in leach method in gold cyanidation poses can also increase the percentage of gold recovery in copper-rich gold ores.

In this study, three samples were used, namely Low Copper, Medium Copper and High Copper as much as 1200 grams. The variations used were, namely, variations in grain sizes of 45 μm and 75 μm , variations in cyanide concentrations using 750 ppm were maintained at concentrations of 500 ppm and 1500 ppm were maintained at concentrations of 1000 ppm and variations in dissolved oxygen concentrations using concentrations of 9-12 ppm and concentrations of 17-20 ppm. The cyanidation and carbon in leach process uses the bottle roll test method. Preg robbing tests were carried out to determine the carbonaceous material in the ore using a magnetic stirrer. The cyanidation process uses a leaching time of 48 hours, a pH of 10.5 and a solid percent of 43%. Sampling was performed at the 2nd, 4th, 8th, 24th, 32nd and 48th hours. Lime is used to raise the required pH value as well as H₂O₂ in obtaining the required dissolved oxygen value. Solid solutions and residues are checked using AAS.

The best gold recovery results at a grain size of 45 μm on Low Copper, Medium Copper and High Copper were 97.73%; 97.25% and 98.41%. Gold recovery results were best obtained at cyanide concentrations of 1500 ppm Low Copper 98.09%; Medium Copper 97.36% and High Copper 98.54%. Variations in dissolved oxygen concentrations are best used at concentrations of 17-20 ppm with a Low Copper gold recovery result of 97.83%; Medium Copper 97.68% and High Copper 98.56%. In the carbon in leach method, a high percentage of gold recovery is produced in each sample.

Keywords: *Cyanidation, Carbon in Leach, Gold recovery, High copper content.*

HALAMAN PERSEMBAHAN

بِسْمِ اللَّهِ الرَّحْمَنِ الرَّحِيمِ

Alhamdulillah segala puji dan syukur kepada Allah SWT sehingga skripsi ini dapat selesai. Skripsi ini saya persembahkan kepada kedua orang tua dan keluarga saya yang telah mendukung dan mendo'akan saya. Teman-teman angkatan dan sahabat-sahabat saya yang telah menyemangati. Kepada kekasih saya Muhammad Rio Damawan yang telah mendukung dan selalu ada untuk saya.

KATA PENGANTAR

Puji syukur penulis panjatkan kehadirat Allah SWT karena atas rahmat-Nya. Skripsi “Studi Ekstraksi Bijih Emas Kaya Tembaga PT Nusa Halmahera Minerals pada Proses Sianidasi dengan Metode *Pulverized Bottle Roll*” ini disusun untuk memenuhi persyaratan menyelesaikan studi S1 yang ditempuh di Program Studi Teknik Metalurgi Universitas Pembangunan Nasional “Veteran” Yogyakarta. Penelitian ini dilaksanakan pada tanggal 19 Mei – 29 Juli 2022 di PT Nusa Halmahera Minerals, Halmahera Utara, Maluku Utara.

Pada kesempatan ini, penulis mengucapkan terima kasih kepada:

1. Prof. Dr. M. Irhas Effendi, M.Si selaku Rektor UPN “Veteran” Yogyakarta.
2. Dr. Ir. Sutarto, MT selaku Dekan Fakultas Teknologi Mineral UPN “Veteran” Yogyakarta.
3. Dr. Ir. Eddy Winarno, MT selaku Ketua Jurusan Teknik Pertambangan UPN “Veteran” Yogyakarta.
4. Agris Setiawan, S.Pd.T., M. Eng. selaku Koordinator Prodi Teknik Metalurgi UPN “Veteran” Yogyakarta.
5. Riria Zandy Mirahati, ST, MT. selaku dosen pembimbing I.
6. Ir. Anton Sudiyanto, MT. selaku dosen pembimbing II.
7. Teman-teman Teknik Metalurgi UPN 18 dan seluruh pihak yang telah membantu dalam proses penyusunan proposal ini.

Penulis menyadari masih banyak kekurangan di dalam penulisan proposal ini. Oleh karena itu penulis mengharapkan adanya kritik yang membangun. Semoga dapat bermanfaat bagi penulis khususnya dan pembaca pada umumnya.

Penyusun



Amanda Fahira
NIM 116180042

DAFTAR ISI

	Halaman
KATA PENGANTAR	viii
DAFTAR ISI	ix
DAFTAR GAMBAR.....	11
DAFTAR TABEL	xiii
DAFTAR LAMPIRAN	xv
BAB	
I .PENDAHULUAN	1
1.1 Latar Belakang.....	1
1.2 Rumusan Masalah	2
1.3 Tujuan Penelitian.....	2
1.4 Batasan Penelitian	2
1.5 Manfaat Penelitian.....	3
II . TINJAUAN PUSTAKA	4
2.1 Klasifikasi Bijih Emas	4
2.2 Proses Ekstraksi Bijih Emas.....	7
2.3 Pelindian menggunakan Sianidasi	14
2.4 Adsorpsi Menggunakan Karbon Aktif	17
2.5 <i>Preg Robbing</i>	19
2.6 <i>Bottle Roll Test</i>	19
2.7 <i>AAS (Atomic Absorbsion Spektrophotometry)</i>	21
2.8 Pengujian Metalurgi	23
2.9 Penelitian Terdahulu.....	24
III . METODE PENELITIAN	28
3.1. Waktu dan Tempat Penelitian	28
3.2. Alat dan Bahan	29
3.3. Alur Penelitian.....	29
3.4. Tahap Penelitian	31
IV . HASIL PENELITIAN	36
4.1. <i>Head Assay</i> Sampel Bijih Emas Kaya Tembaga.....	36
4.2. Distribusi emas pada ukuran butir	37
4.3. <i>Leaching</i> Variasi Ukuran Butir	38
4.4. <i>Leaching</i> Variasi Konsentrasi Sianida.....	39
4.5. <i>Leaching</i> Variasi Konsentrasi Oksigen Terlarut	40

4.6.	<i>Analisis Preg Robbing</i>	40
4.7.	<i>Carbon in Leach (CIL)</i>	41
V.	PEMBAHASAN	43
5.1	<i>Analisis Leaching</i> Variasi Ukuran Butir	43
5.2	<i>Analisis Leaching</i> Variasi Konsentrasi Sianida.....	46
5.3	<i>Analisis Leaching</i> Variasi Konsentrasi Oksigen terlarut.....	48
5.4	<i>Analisis Carbon in Leach (CIL)</i>	51
VI .	KESIMPULAN	55
6.1.	Kesimpulan.....	55
6.2.	Saran	56
	DAFTAR PUSTAKA.....	57
	LAMPIRAN	62

DAFTAR GAMBAR

Gambar	Halaman
2.1 Proses <i>Heap Leaching</i>	9
2.2 Agitasi <i>Leaching</i> dalam Tangki	10
2.3 Proses <i>Leaching</i> menggunakan sianida.....	14
2.4 Reaksi Au dengan CN.....	16
2.5 Alat <i>Bottle Roller</i>	20
3.1. Diagram Alir Penelitian <i>Pulverized Bottle Roll</i>	30
3.2. Diagram Alir Penelitian <i>Preg Robbing Test</i>	31
5.1. Grafik Persen <i>Recovery</i> Variasi Ukuran Butir Sampel <i>Low Copper</i>	43
5.2. Grafik Persen <i>Recovery</i> Variasi Ukuran Butir Sampel <i>Medium Copper</i> ..	44
5.3. Grafik Persen <i>Recovery</i> Variasi Ukuran Butir Sampel <i>High Copper</i>	44
5.4. Grafik Persen <i>Recovery</i> Sampel <i>Low Copper</i> Variasi Konsentrasi Sianida	46
5.5. Grafik Persen <i>Recovery</i> Sampel <i>Medium Copper</i> Variasi Konsentrasi Sianida	47
5.6. Grafik Persen <i>Recovery</i> Sampel <i>High Copper</i> Variasi Konsentrasi Sianida	47
5.7. Grafik Persen <i>Recovery</i> Sampel <i>Low Copper</i> Variasi Konsentrasi Oksigen Terlarut	49
5.8. Grafik Persen <i>Recovery</i> Sampel <i>Medium Copper</i> Variasi Konsentrasi Oksigen Terlarut	49
5.9. Grafik Persen <i>Recovery</i> Sampel <i>High Copper</i> Variasi Konsentrasi Oksigen Terlarut	50
5.10. Grafik persen adsorpsi dan ekstraksi Au oleh karbon	52
5.11. Grafik persen adsorpsi dan ekstraksi Ag oleh karbon	52
5.12. Grafik persen adsorpsi dan ekstraksi Cu oleh karbon.....	53
C.1. Grafik <i>Recovery</i> Au, Ag dan Cu 45 μm <i>Low Copper</i>	79
C.2. Grafik <i>Recovery</i> Au, Ag dan Cu 75 μm <i>Low Copper</i>	79
C.3. Grafik <i>Recovery</i> Au, Ag dan Cu 45 μm <i>Medium Copper</i>	80
C.4. Grafik <i>Recovery</i> Au, Ag dan Cu 75 μm <i>Medium Copper</i>	80
C.5. Grafik <i>Recovery</i> Au, Ag dan Cu 45 μm <i>High Copper</i>	81
C.6. Grafik <i>Recovery</i> Au, Ag dan Cu 75 μm <i>High Copper</i>	81
C.7. Hasil <i>Recovery</i> Au, Ag dan Cu 750 ppm <i>Low Copper</i>	82
C.8. Hasil <i>Recovery</i> Au, Ag dan Cu 1500 ppm <i>Low Copper</i>	82
C.9. Hasil <i>Recovery</i> Au, Ag dan Cu 750 ppm <i>Medium Copper</i>	83
C.10. Hasil <i>Recovery</i> Au, Ag dan Cu 1500 ppm <i>Medium Copper</i>	83

C.11. Hasil Recovery Au, Ag dan Cu 750 ppm <i>High Copper</i>	84
C.12. Hasil Recovery Au, Ag dan Cu 1500 ppm <i>High Copper</i>	85
C.13. Hasil Recovery Au, Ag dan Cu 9-12 ppm <i>Low Copper</i>	85
C.14. Hasil Recovery Au, Ag dan Cu 17-20 ppm <i>Low Copper</i>	86
C.15. Hasil Recovery Au, Ag dan Cu 9-12 ppm <i>Medium Copper</i>	86
C.16. Hasil Recovery Au, Ag dan Cu 17-20 ppm <i>Medium Copper</i>	87
C.17. Hasil Recovery Au, Ag dan Cu 9-12 ppm <i>High Copper</i>	87
C.18. Hasil Recovery Au, Ag dan Cu 17-20 ppm <i>High Copper</i>	88
E.1. <i>Centrifuge</i>	90
E.2. <i>Bottle Roller</i>	90
E.3. pH Meter dan DO Meter	91
E.4. <i>Oven</i>	91
E.5. <i>Riffle Splitter</i>	92
E.6. Buret	92
E.7. Sampel <i>Low Copper</i> , <i>Medium Copper</i> dan <i>High Copper</i>	93
E.8. Karbon Aktif.....	93
E.9. <i>Master Sizer</i>	94
E.10. AuCn / Larutan Standar Emas	94
E.11. Menimbang Sampel	95
E.12. Mengeringkan Sampel	95
E.13. <i>Mixing</i> dan <i>Blending</i> Sampel	96
E.14. Membagi Sampel	96
E.15. Percobaan Pelindian Menggunakan <i>Bottle Roller</i>	97
E.16. Percobaan <i>Preg Robbing</i>	97

DAFTAR TABEL

Tabel	Halaman
2.1 Penelitian Terdahulu	24
3.1 <i>Timeline</i> Kegiatann Penelitian	28
4.1. <i>Head Grade Low Copper, Medium Copper dan High Copper</i>	36
4.2. Distribusi Emas pada Ukuran Butir <i>Low Copper</i>	37
4.3. Distribusi Emas pada Ukuran Butir <i>Medium Copper</i>	38
4.4. Distribusi Emas pada Ukuran Butir <i>High Copper</i>	38
4.5. Hasil Analisis Persen Ekstraksi Variasi Ukuran Butir	39
4.6. Hasil Ekstraksi Variasi Konsentrasi Sianida	39
4.7. Hasil Ekstraksi Variasi Konsentrasi Oksigen Terlarut.....	40
4.8. Hasil Analisis <i>Preg Robbing Low Copper</i>	40
4.9. Hasil Analisis <i>Preg Robbing Medium Copper</i>	41
4.10. Hasil Analisis <i>Preg Robbing High Copper</i>	41
4.11. Hasil Analisis Persen <i>Recovery Low Copper Carbon in Leach</i>	42
4.12. Hasil Analisis Persen <i>Recovery Medium Copper Carbon in Leach</i>	42
4.13. Hasil Analisis Persen <i>Recovery High Copper Carbon in Leach</i>	42
5.1 Konsumsi Sianida dan Konsumsi Kapur Variasi Ukuran Butir	45
5.2 Konsumsi Sianida dan Konsumsi Kapur Variasi Konsentrasi Sianida	48
5.3 Konsumsi Sianida dan Konsumsi Kapur Variasi Konsentrasi Oksigen Terlarut	51
C.1. <i>Head Assay Low Copper, Medium Copper dan High Copper</i>	65
C.2. <i>Size by Size Low Copper</i>	66
C.3. <i>Size by Size Medium Copper</i>	66
C.4. <i>Size by Size High Copper</i>	67
C.5. Hasil Perhitungan Persen Ekstraksi 45 μm <i>Low Copper</i>	67
C.6. Hasil Perhitungan Persen Ekstraksi 75 μm <i>Low Copper</i>	68
C.7. Hasil Perhitungan Persen Ekstraksi 45 μm <i>Medium Copper</i>	68

C.8. Hasil Perhitungan Persen Ekstraksi 75 μm <i>Medium Copper</i>	69
C.9. Hasil Perhitungan Persen Ekstraksi 45 μm <i>High Copper</i>	69
C.10. Hasil Perhitungan Persen Ekstraksi 75 μm <i>High Copper</i>	70
C.11. Hasil Persen Ekstraksi 750 ppm <i>Low Copper</i>	70
C.12. Hasil Persen Ekstraksi 1500 ppm <i>Low Copper</i>	71
C.13. Hasil Persen Ekstraksi 750 ppm <i>Medium Copper</i>	71
C.14. Hasil Persen Ekstraksi 1500 ppm <i>Medium Copper</i>	72
C.15. Hasil Persen Ekstraksi 750 ppm <i>High Copper</i>	72
C.16. Hasil Persen Ekstraksi 1500 ppm <i>High Copper</i>	73
C.17. Hasil Perhitungan Persen Ekstraksi 9-12 ppm <i>Low Copper</i>	73
C.18. Hasil Perhitungan Persen Ekstraksi 17-20 ppm <i>Low Copper</i>	74
C.19. Hasil Perhitungan Persen Ekstraksi 9-12 ppm <i>Medium Copper</i>	74
C.20. Hasil Perhitungan Persen Ekstraksi 17-20 ppm <i>Medium Copper</i>	75
C.21. Hasil Perhitungan Persen Ekstraksi 9-12 ppm <i>High Copper</i>	75
C.22. Hasil Perhitungan Persen Ekstraksi 17-20 ppm <i>High Copper</i>	76
C.23. Hasil Perhitungan Persen Ekstraksi dan Persen Adsorpsi <i>Carbon in Leach</i> <i>Low Copper</i>	76
C.24. Hasil Perhitungan Persen Ekstraksi dan Persen Adsorpsi <i>Carbon in Leach</i> <i>Medium Copper</i>	77
C.25. Hasil Perhitungan Persen Ekstraksi dan Persen Adsorpsi <i>Carbon in Leach</i> <i>High Copper</i>	77
C.26. Hasil Perhitungan Analisis <i>Preg Robbing Test Low Copper</i>	77
C.27. Hasil Perhitungan Analisis <i>Preg Robbing Test Medium Copper</i>	78
C.28. Hasil Perhitungan Analisis <i>Preg Robbing Test High Copper</i>	78

DAFTAR LAMPIRAN

LAMPIRAN	Halaman
A. DAFTAR ISTILAH	59
B. SKEMA METODOLOGI PENELITIAN.....	61
C. HASIL PENGUJIAN DAN GRAFIK	62
D. PERHITUNGAN	85
E. DOKUMENTASI	87
F. <i>MATERIAL SAFETY DATA SHEET</i>	96

BAB I

PENDAHULUAN

1.1 Latar Belakang

Bijih emas *epithermal low sulfidation* mengandung banyak *base metal*, seperti mineral tembaga yang mana bila dalam kadar tinggi dapat mengganggu proses reaksi pelindian emas dengan sianida. Bijih emas dengan kadar tembaga yang cukup tinggi harus dilakukan metode yang tepat, tembaga tersebut akan ikut larut bersama logam berharga emas dan perak. Tembaga yang tinggi dapat mengkonsumsi sianida berlebih dan sianida tidak dapat melarutkan emas dan perak sebaik mungkin. Mineral tembaga tersebut akan berdampak pada pemurnian *dore bullion* yang dihasilkan dari proses pengolahan tersebut. (Amanida Meta Raifidia, 2020). Banyaknya *base metal* yang terdapat pada bijih dapat menyebabkan elektrolit proses *electrorefining* perak menjadi cepat kotor dan perlu penanganan lebih baik (Mubarok M. W., 2017).

Seperti halnya bijih emas yang dihasilkan di *underground* PT. Nusa Halmahera Mineral yang memiliki kadar tembaga cukup tinggi berkisar 250-1200 ppm dan emas 10-30 ppm. PT. Nusa Halmahera Mineral berinovasi membangun pabrik baru yang menggunakan karbon aktif dalam proses pengolahan bijih emas kaya tembaga. Metode *carbon in leach* merupakan metode adsorpsi menggunakan karbon aktif yang selektif terhadap *base metal*, sehingga tingkat recovery emas dan perak yang dapat diperoleh semaksimal mungkin. Data pabrik pengolahan PT. NHM tahun 2016 yang menunjukkan pengolahan bijih emas dengan kadar tembaga kurang lebih 1000 ppm menghasilkan *dore bullion* dengan kadar Cu kurang lebih 90%, ini merupakan salah satu dampak yang merugikan dari banyaknya jumlah kadar tembaga dalam bijih emas. Maka dari itu perlu dilakukan penelitian mengenai proses pengolahan bijih emas dengan kadar tembaga yang tinggi, agar dalam proses pengolahan tembaga tersebut tidak terlarut dengan jumlah yang tinggi.

Pada penelitian ini menggunakan bijih emas dengan kadar tembaga yang berbeda yang dibagi menjadi tiga jenis sampel, yaitu *Low Copper*, *Medium Copper* dan *High Copper*. Bijih ini didapat dari *underground* PT Nusa Halmahera Minerals. Pelindian menggunakan *pulverized bottle roll* ini dilakukan untuk mengetahui hasil *recovery* emas kaya tembaga menggunakan tiga *variable* bebas. *Carbon in Leach* pada penelitian ini dilakukan agar dapat membandingkan hasil *recovery* bijih emas kaya tembaga tanpa menggunakan karbon aktif dan dengan menggunakan karbon.

1.2 Rumusan Masalah

Berikut merupakan rumusan masalah pada penelitian ini:

1. Bagaimana pengaruh ukuran butir terhadap ekstraksi emas, perak dan tembaga?
2. Bagaimana pengaruh konsentrasi sianida terhadap ekstraksi emas, perak dan tembaga?
3. Bagaimana pengaruh konsentrasi oksigen terlarut terhadap ekstraksi emas, perak dan tembaga?
4. Bagaimana hasil *recovery* emas, perak dan tembaga pada bijih emas kaya tembaga dengan variasi kadar tembaga pada CIL (*carbon in leach*)?

1.3 Tujuan Penelitian

Berikut merupakan tujuan dari penelitian yang dilakukan:

1. Analisis pengaruh fraksi ukuran terhadap ekstraksi emas pada bijih emas kaya tembaga dengan metode *pulverized bottle*.
2. Analisis pengaruh konsentrasi sianida terhadap ekstraksi emas pada bijih emas kaya tembaga dengan metode *pulverized bottle roll*.
3. Analisis pengaruh konsentrasi oksigen terlarut terhadap ekstraksi emas pada bijih emas kaya tembaga dengan metode *pulverized bottle roll*.
4. Analisis hasil *recovery* emas pada bijih emas kaya tembaga dengan metode *carbon in leach*.

1.4 Batasan Penelitian

Adapun batasan yang dilakukan dalam penelitian ini, yaitu:

1. Proses *leaching* bijih menggunakan metode *pulverized bottle roll test*.
2. Sampel menggunakan 3 variasi yaitu, *Low Copper*, *Medium Copper* dan *High Copper*.
3. Parameter yang digunakan yaitu konsentrasi sianida, konsentrasi oksigen terlarut dan fraksi ukuran.
4. Analisis kadar bijih menggunakan AAS (*Atomic Absorption Spectrophotometry*).
5. Proses *leaching* menggunakan pH 10,5, temperatur menggunakan suhu ruang, waktu pelindian 48 jam dan persen *solid* 43%.

1.5 Manfaat Penelitian

Berikut beberapa manfaat dari penelitian ini, yaitu:

1. Penelitian ini diharapkan dapat menemukan metode yang tepat dalam pengolahan bijih emas dengan kadar tembaga yang tinggi.
2. Dilakukan beberapa variasi dalam proses sianidasi agar mendapatkan hasil *recovery* emas dan perak yang tinggi sehingga dapat menjadi referensi bagi perusahaan.
3. Menjadi referensi bagi pembaca, sehingga dapat dilakukan pengembangan dalam penelitian kedepannya.

BAB II

TINJAUAN PUSTAKA

2.1 Klasifikasi Bijih Emas

Emas adalah unsur kimia dalam tabel periodik yang memiliki simbol Au (bahasa Latin: 'aurum') dan nomor atom 79. Sebuah logamtransisi (trivalen dan univalen) yang lembek, mengkilap, kuning, berat, "malleable" dan "ductile". Ukuran butiran mineral-mineral pembawa emas (misalnya emas urai atau elektрум) berkisar dari butiran yang dapat dilihat tanpa lensa (beberapa nm) sampai partikel-partikel berukuran fraksi (bagian) dari satu mikron (1 mikron= 0,001 mm= 0,0000001 cm). Ukuran butiran biasanya sebanding dengan kadar bijih, kadar emas yang rendah dalam batuan (bijih) menunjukkan butiran yang halus. Emas melebur dalam bentuk cair pada suhu sekitar 1000°C (Salia, 2012).

Emas merupakan logam yang bersifat lunak dan mudah ditempa, kekerasannya berkisar antara 2,5 – 3 (skala Mohs), serta berat jenisnya tergantung pada jenis dan kandungan logam lain yang berpadu dengannya. Mineral pembawa emas biasanya berasosiasi dengan mineral ikutan (*gangue minerals*). Mineral ikutan tersebut umumnya kuarsa, karbonat, turmalin, flourpar, dan sejumlah kecil mineral non logam. Mineral pembawa emas juga berasosiasi dengan endapan sulfida yang telah teroksidasi. Mineral pembawa emas terdiri dari emas nativ, elektрум, emas telurida, sejumlah paduan dan senyawa emas dengan unsur-unsur belerang, antimon, dan selenium. Elektрум sebenarnya jenis lain dari emas nativ, hanya kandungan perak di dalamnya >20%. Emas terbentuk dari proses magmatisme atau pengkonsentrasian di permukaan (Marsden J, 1992)

Beberapa endapan terbentuk karena proses metasomatisme kontak dan larutan hidrotermal, sedangkan pengkonsentrasian secara mekanis menghasilkan endapan letakan (*placer*) (Lucas, 1985). Genesa emas dikategorikan menjadi dua yaitu, endapan primer dan endapan plaser. Emas digunakan sebagai standar keuangan di banyak negara dan juga digunakan sebagai perhiasan, dan elektronik.

Penggunaan emas dalam bidang moneter dan keuangan berdasarkan nilai moneter absolut dari emas itu sendiri terhadap berbagai mata uang di seluruh dunia, meskipun secara resmi di bursa komoditas dunia, harga emas dicantumkan dalam mata uang dolar Amerika. Bentuk penggunaan emas dalam bidang moneter lazimnya berupa bulion atau batangan emas dalam berbagai satuan berat gram sampai kilogram.

2.2.1. *Native Gold*

Native gold mengandung diketahui mengandung Au hingga 99,8%, tetapi sebagian terdapat 85% dan 95% kandungan Au, dengan perak sebagai pengotor utama. *Native gold* memiliki massa jenis 19.300 kg / m^3 meskipun *native gold* biasanya memiliki kepadatan 15.000 kg / m^3 , maka dari itu dapat dipisahkan dari mineral pengotor dengan mudah pada ukuran partikel di atas $10 \mu\text{m}$ dengan metode konsentrasi gravitasi. Konsentrasi gravitasi bisa sangat selektif, karena mineral *gangue* yang paling umum (misalnya kuarsa dan silikat lainnya) memiliki kepadatan dalam kisaran 2.700 hingga 3.500 kg / m^3 . (Marsden J, 1992). *Native gold* dapat memiliki komposisi yang berbeda, ini berarti bahwa beberapa emas asli dapat secara inheren secara alami mengapung karena komposisinya (misalnya perak tinggi atau rendah dan/atau adanya paduan minor lainnya elemen) sedangkan *native gold* lainnya tidak.

Titik beku dan titik didih emas masing-masing adalah $1.064 \text{ }^\circ\text{C}$ dan $2.808 \text{ }^\circ\text{C}$. Emas memiliki kilau metalik, dan warnanya adalah kuning tua yang khas (keemasan) tetapi mungkin kuning muda atau kuning oranye dengan tinggi isi perak dan tembaga, masing-masing. Daya pantulnya yang tinggi dan kekerasannya yang rendah dapat digunakan dalam identifikasi dengan pemeriksaan mikroskopis pada bagian yang dipoles. *Native gold* merupakan konduktor listrik dan panas yang sangat baik.

2.2.2. *Elektrum*

Emas biasanya terbentuk dengan paduan perak, namun bila kandungan peraknya antara 25% dan 55%, mineral tersebut disebut elektrum. Elektrum memiliki warna kuning pucat, karena kandungan perak dan kepadatan yang lebih

rendah (yaitu, 13.000 hingga 16.000 kg/m³) daripada emas. Istilah yang biasa digunakan untuk menyatakan kemurnian emas atau konsentrasi perak adalah kehalusan, yang didefinisikan sebagai:

$$Fineness = \frac{(wt \% Au) \times 1,000}{(wt \% Au + wt \% Ag)} \dots\dots\dots(2.1)$$

Rumus ini memberikan ukuran konsentrasi relatif emas dan perak dari konsentrasi emas absolut. Kehalusan paling berguna untuk diterapkan analisis *bullion*. Karena perak cenderung berasosiasi dengan emas di sebagian besar alur proses, indikasi kehalusan batangan akhir dapat diperkirakan secara kasar dari emas *relative* dan konsentrasi perak dalam sampel bijih atau konsentrat, atau dari analisis *microprobe* dari butiran emas namun, *recovery* kembali kedua logam tersebut dapat bervariasi secara signifikan, terutama melalui sianidasi (Marsden J, 1992).

2.2.3. Tellurides Gold

Emas paling sering terjadi sebagai *native metal*, tetapi akan membentuk senyawa (atau mineral) dengan telurium, belerang atau selenium. Mineral pembawa emas yang mengandung telurium disebut *tellurides*. Deposit *Golden Mile* di Kalgoorlie, Australia Barat, adalah deposit besar yang mengandung lebih dari 1500 ton emas. Sekitar 70 hingga 75% emas dalam deposit terjadi sebagai *native gold*, tetapi 20% lebih lanjut terjadi sebagai *tellurides*, 5% hingga 10% sisanya adalah dalam bentuk emas tak terlihat yang telah tersubstitusi ke dalam struktur kristal berbagai mineral atau terjadi sebagai partikel kecil. Delapan *tellurides* emas-(perak) telah diakui sebagai mineral yang valid, yaitu sylvanite ((Au, Ag)₂Te₄), calaverite (AuTe₂), dan petzite (Ag₃AuTe₂), dengan krennerite (AuTe₂), montbrayite (Au₂Te₃), dan kostovite (CuAuTe₄) lebih jarang. Kepadatan telurida emas (8.000 hingga 10.000 kg / m³) lebih rendah dari emas asli, dan warnanya nuansa putih, abu-abu, dan hitam yang kurang mencolok (Marsden J, 1992)

2.2.4. Bijih Emas Epithermal Low Sulfidation

Endapan sulfida epitermal rendah ditandai dengan larutan hidrotermal yang netral dan mengisi celah di batu. Jenis ini dikaitkan dengan adularia kuarsa, karbonat, perubahan serylitol di lingkungan dengan kandungan sulfur rendah, dan

secara umum, rasio puncak terhadap emas relatif tinggi. Mineral bijih ditandai dengan pembentukan penyeleksi, perak sulfida, garam sulfat dan sulfida logam mulia. Batuan induk dalam endapan logam mulia sulfida rendah adalah alkali andesit, dasite, riodasite atau riolite. Secara genetik, sistem sulfida epitermal rendah dikaitkan dengan vulkanisme riolitik, jenis ini diatur oleh perubahan struktur.

Endapan terbentuk dari tubuh intrusi dan terbentuk melalui larutan sisa magma yang bergerak menjauh dari sumbernya dan kemudian bercampur dengan air meteorit di dekat permukaan, membentuk perangkap tipe sulfit rendah, yang dipengaruhi oleh sistem perebusan sebagai sistem deposit untuk bijih. Proses *boiling* yang dikombinasikan dengan pelepasan komponen gas adalah proses utama untuk pengendapan emas sebagai respons terhadap pengurangan tekanan. Pengulangan proses *boiling* akan tercermin dalam tekstur *crusstiform* daya tarik silikon dalam kuarsa tikus kuarsa. Pembentukan jebakan urat kuarsa berkadar tinggi membutuhkan pelepasan tekanan secara tiba-tiba dari cairan tenaga air untuk memungkinkan proses mendidih. Sistem ini terbentuk pada lempeng substrat lempeng tektonik, tabrakan dan ekspansi. (Hedenquist, 1995)

2.2 Proses Ekstraksi Bijih Emas

Ada beberapa tahap dalam proses pengolahan emas, dimulai dengan tahap operasi kominusi yang terdiri dari *crushing* atau peremukan dan grinding atau penggerusan. Tujuan utama dari operasi kominusi adalah meliberasi atau membebaskan emas dari ikatan fisiknya dengan mineral-mineral pengotor yang terdapat dalam bijih dan mengekspose partikel emas yang terperangkap dalam bijih. Salah satu tantangan terbesar dalam industri pertambangan emas adalah menghasilkan konsentrat yang tinggi secara konsisten pada *recovery* maksimum dari deposit mineral.

Menghitung *recovery* dari bijih awal diperlukan agar menghasilkan operasi yang ekonomis. Pada bagian ini, pengambilan sampel karakteristik bijih adalah salah satu kunci sebelum melakukan proses ekstraksi bijih. Proses pemisahan, konsentrasi dan pencucian melibatkan beberapa operasi seperti skrining, klasifikasi, pemisahan padat-cair, gravimetri, flotasi, dan perlakuan *pregnant solid solution*.

Tahap selanjutnya adalah proses pelindian atau leaching dengan *leaching reagent* yang biasanya menggunakan sodium sianid (NaCN).

Ekstraksi bijih emas dapat dilakukan dengan menggunakan amalgamasi atau sianidasi, yang mana masing-masing metode memiliki kelebihan dan kekurangan. Tahap ini bertujuan untuk melarutkan secara selektif unsur mas dan perak akan berlangsung melalui reaksi kimia. Setelah melewati tahap *leaching*, dilanjutkan ke tahap CIL atau *carbon in leach. Slurry* yang telah mengalami proses pelindian kemudian dilakukan proses adsorpsi untuk menyerap senyawa kompleks logam-logam berharga dari *slurry* hasil pelindian menggunakan karbon aktif. *Slurry* yang telah melalui proses adsorpsi selanjutnya dilanjutkan proses *elution*. Proses ini merupakan proses yang dilakukan untuk mengambil logam mulia dari karbon aktif. Setelah logam mulia bebas dari karbon aktif, selanjutnya akan di proses didalam bak *electrowinning*. *Electrowinning* merupakan proses elektrolisa larutan logam untuk mengendapkan logam dengan mengalirkan arus listrik. Setelah melalui proses *electrowinning* lalu dilanjutkan ke proses *smelting*. Proses *smelting* digunakan untuk melebur *cake* kering menjadi *dore bullion* (Siti, 2016).

2.2.1. Heap Leach

Singkatnya, bijih mineral atau konsentrat ditumpuk di *heap* dan cairan *lixivate* didistribusikan ke seluruh permukaan untuk melepaskan logam dari *heap*. *Heap Leaching* digunakan untuk meluluhkan bijih bekadar rendah. Bijih berkadar rendah diremuk dan ditumpuk menjadi tumpukan kecil di atas tanah tahan air / permukaan beraspal / beton.

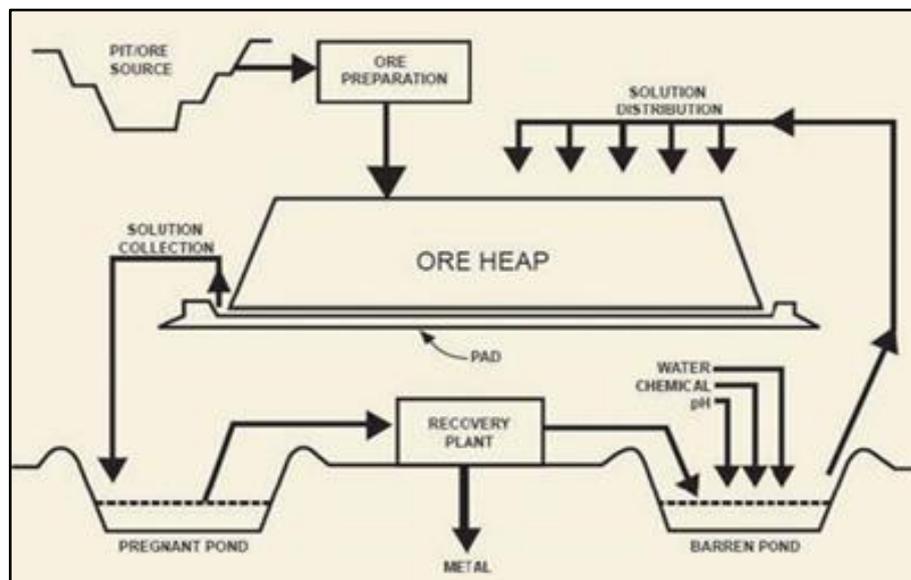
Heap Leacing membutuhkan waktu berbulan-bulan bahkan bertahun-tahun. Kondisi dalam *heap* bervariasi dari atas ke bawah, dari inti ke permukaan dan terkadang juga terjadi di dalam *heap*. Permukaan memiliki saluran drainase dan pipa untuk membawa larutan kaya ke kolam pengumpul. Aplikasi Proses ini terdapat dalam pengolahan bijih emas, perak, uranium dan tembaga.

Adapun langkah-langkah dalam proses pengolahan menggunakan *heap leaching*:

1. Tanah yang agak landai dipadatkan terlebih dahulu kemudian ditutup dengan bantalan yang kedap air seperti lapisan aspal atau lembaran plastik fleksibel.

2. Bijih yang dihancurkan ditumpuk dalam tumpukan besar di atas bantalan. Partikel halus di aglomerasi untuk meningkatkan permeabilitas.
3. Tumpukan disemprot dengan reagen pelindian.
4. Saat pereaksi meresap melalui tumpukan, logam yang diinginkan akan terlarut.
5. *Leachate* (larutan yang mengandung logam) yang dikeringkan dari timbunan dikumpulkan di kolam dan larutan tersebut kemudian dikirim untuk *recovery* logam.

Heap leaching memiliki beberapa tahapan proses yang dapat dilihat pada Gambar 2.1.



Sumber: Saeed Karimi Nasab, 2007

Gambar 2.1

Proses *heap leaching*

Ada beberapa faktor penting yang membuat proses *heap leaching* ini berhasil, yaitu:

1. Pertahankan permeabilitas yang baik.
2. Keseimbangan air yang baik. Alat penyiram atau *dripper* yang terkubur di dalam *heap* digunakan untuk memberikan solusi pencucian di atas *heap*.
3. Kontrol pH.
4. Pasokan reagen pelindian yang stabil.

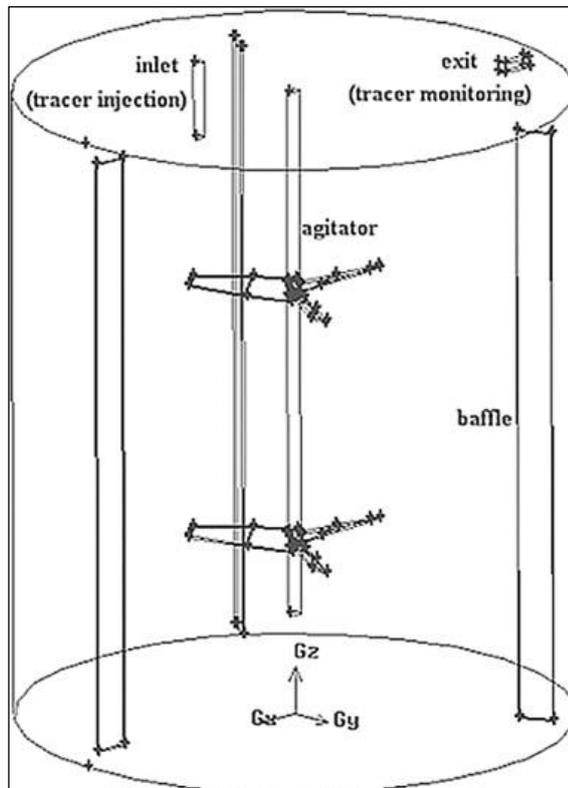
5. Kemiringan *heap*, harus sesuai agar reagen dapat luruh kedalam lapisan yang ada dibawahnya.

2.2.2. *Agitation Leach*

Proses pelindian secara kimiawi yang membuat *slurry* kontak langsung dengan larutan reagen pelindian dalam waktu yang cukup lama (hitungan jam atau hari) untuk di ekstraksi. Tingkat kelarutan logam dapat berkurang, maka proses ekstraksi dapat dikatakan selesai apabila mendekati kesetimbangan logam yang terlarut dalam larutan dan logam yang terkandung di permukaan tanah/*slurry*.

Logam yang berada pada tanah tidak akan terekstraksi jika tidak terkena kontak larutan reagen pelindian yang baru. Apabila kesetimbangan telah tercapai, pemisahan tanah dan larutan hasil pelindian di lakukan dengan sedimentasi, *thickening*, dan klasifikasi (Nkosikhona Hlabangana, 2018).

Berikut agitasi leaching di dalam tank, yang ditunjukkan pada Gambar 2.2.



Sumber: C.P.K. Dagadu, 2011

Gambar 2.2

Agitasi *leaching* dalam tangki

Proses yang dilakukan pada agitation leaching adalah sebagai berikut (Marsden J, 1992):

1. Konsentrat bijih dalam bentuk *slurry* dimasukkan ke dalam tangki pelindian yang dicampur dengan lixiviant, biasanya larutan encer, yang bertindak sebagai pelarut. Durasi operasi pelindian dapat berkisar dari beberapa jam hingga 5 hari.
2. Proses pelindian dapat dilakukan sebagai proses batch tetapi biasanya dioperasikan sebagai proses berkelanjutan. Pencucian biasanya dilakukan dalam serangkaian tangki. Dalam reaktor tangki berpengaduk kontinu, reagen pelindian dipompa ke dalam reaktor pertama dan kemudian dibiarkan meluap ke tangki berikut dalam reaktor yang dirangkai. Dalam kasus pelindian sulfida seperti dalam operasi *bioleaching*, aerasi diperlukan dan dilakukan dengan meniupkan udara di bawah pengaduk.
3. Untuk mendapatkan pencampuran yang baik di dalam reaktor, agitator dengan pemompaan udara bawah biasanya digunakan dan untuk menghindari pembentukan *baffle vortex* dengan tangki yang mempunyai lebar $1/12$ diameter tangki dan ditempatkan secara simetris di dalam reaktor.
4. Dalam proses pelindian oksidatif di mana udara atau oksigen dihembuskan ke dalam reaktor, pengaduk mungkin merupakan turbin yang memiliki kapasitas transfer massa oksigen yang lebih baik daripada baling-baling tetapi dengan biaya konsumsi energi yang lebih tinggi. Dalam beberapa kasus juga digunakan reaktor pengangkat udara (tangki Pachuca). Proses pelindian tangki memerlukan bijih / konsentrat tanah halus dan lebih mahal untuk dioperasikan daripada operasi pelindian *in-situ*, *heap* dan *vat* oleh karena itu pencucian tangki dilakukan pada material dengan nilai logam yang lebih tinggi.

Faktor-faktor yang mempengaruhi proses *agitation leaching*:

1. Waktu Retensi
Biasanya dalam hitungan jam, untuk emas 24 sampai 72 jam, untuk tembaga 12 sampai 36 jam. Perubahan mineralisasi dan kadar umpan membutuhkan waktu retensi yang lebih lama.
2. Ukuran Partikel

Ukuran yang digunakan relative halus, agar mineral yang diharapkan dapat terekspos larutan reagen pelindian. *Recovery* yang tinggi didapatkan dengan peningkatan derajat liberasi, Kecepatan kinetika yang meningkat diimbangi dengan peningkatan biaya produksi. Dalam beberapa kasus, bijih utuh digiling hingga 80% <75 μm untuk pemrosesan optimal, baik dengan pretreatment oksidatif dan / atau pencucian. Pencucian agitasi jarang diterapkan pada material dengan ukuran yang lebih kasar dari kira-kira 150 μm karena semakin sulit untuk menahan padatan kasar dalam suspensi, dan laju abrasi meningkat.

3. Densitas

Persentase Solid atau densitas dari slurry memengaruhi waktu retensi, Kecepatan pengendapan dan viskositas slurry dipengaruhi oleh densitas, viskositas, juga mengontrol masa gas yang ditransfer dan kecepatan pelindian, lebih dianjurkan menggunakan densitas rendah, apabila digunakan densitas tinggi, reagen pelindian, waktu pelindian yang lebih lama, dan laju pengendapannya harus diperhatikan. Pencucian biasanya dilakukan pada kepadatan slurry (lumpur) antara 35% dan 50% padatan, tergantung pada berat jenis padatan, ukuran partikel, dan keberadaan mineral yang mempengaruhi viskositas bubur (misalnya lempung).

4. Jumlah Tank

Biasanya terdiri dari 4 jumlah tank, dan dipilih sejumlah itu agar perputaran slurry di proses tidak terlalu pendek.

5. Gas Yang Larut

Gas biasanya diinjeksikan dibawah agitator untuk mengoptimalkan proses pelindian, gas yang digunakan yakni oksigen.

6. Reagen

Penambahan jumlah reagen yang sesuai di seluruh sirkuit pelindian, dapat mempengaruhi keberhasilan proses, jika terlalu sedikit akan mengurangi *recovery* logam, jika berlebih akan menambah biaya produksi, dan *recovery* logam kurang maksimal.

7. Modifikasi pH

Alkali, diperlukan untuk modifikasi dan kontrol pH slurry, harus selalu ditambahkan sebelum penambahan sianida untuk memberikan alkalinitas

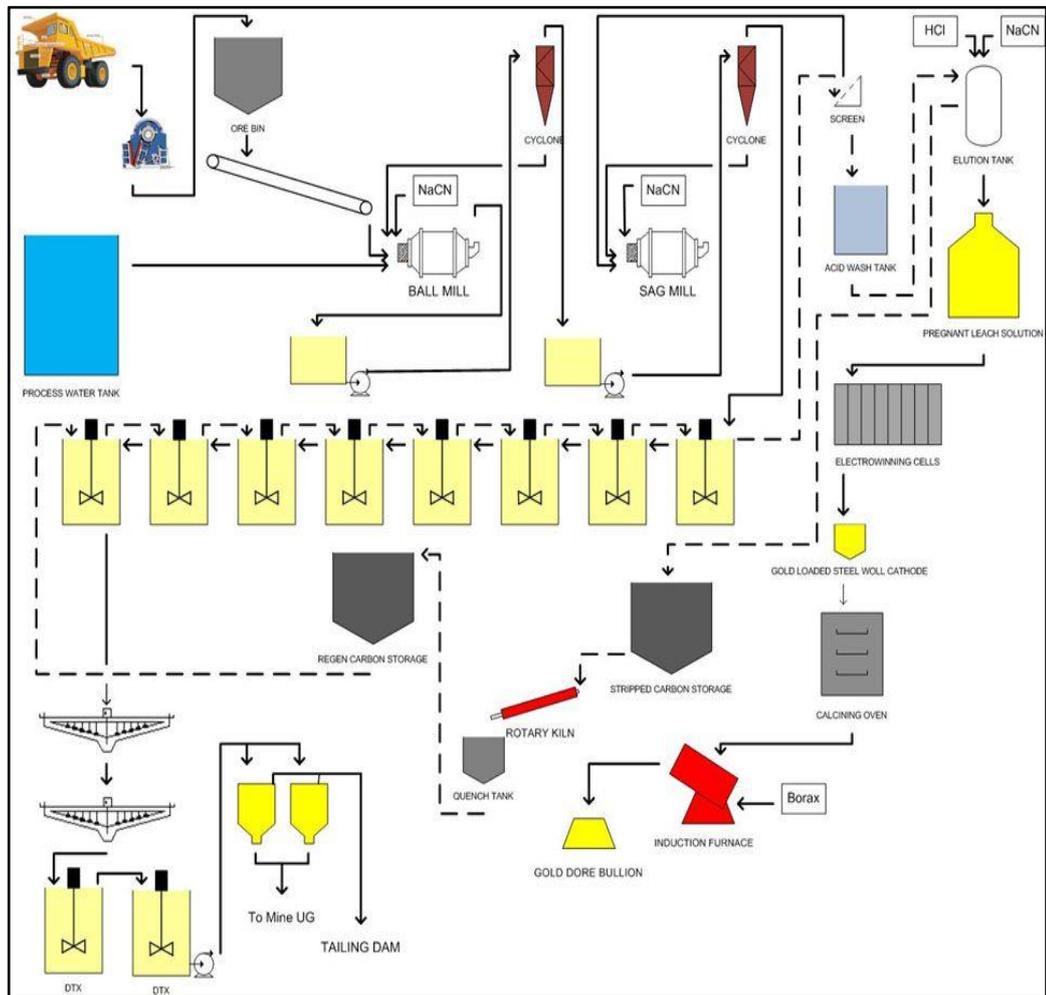
pelindung, yang mencegah hilangnya sianida secara berlebihan melalui hidrolisis. Sebagian besar sistem pelindian beroperasi antara pH 10 dan 11.

8. Sianida

Sianida dapat ditambahkan ke sistem pelindian selama penggilingan, atau pada tahap pencucian pertama. Penambahan reagen dapat dilakukan pada tahap pelindian selanjutnya untuk mempertahankan atau meningkatkan konsentrasi sianida untuk memaksimalkan pelarutan emas. Tidak adanya mineral yang mengonsumsi sianida dalam bijih atau konsentrat yang akan dilindai, konsentrasi sianida yang digunakan dalam praktik berkisar dari 0,05 hingga 0,5 g / L NaCN, dan biasanya antara 0,15 hingga 0,30 g / L NaCN.

9. Oksigen terlarut

Oksigen dan sianida sangat diperlukan pada proses sianidasi bijih emas, karena kecepatan reaksi dipengaruhi oleh konsentrasi kedua senyawa ini. Kebutuhan oksigen terlarut tergantung jenis mineralnya, pada umumnya semakin tinggi oksigen terlarut maka reaksi juga semakin cepat, demikian juga sebaliknya. Tetapi berdasarkan teori limiting rate didapatkan bahwa perbandingan sianida dan oksigen dalam larutan adalah tetap yaitu 6 (enam). Karena laju difusi antara sianida dan oksigen terlarut yang seimbang, sehingga apabila konsentrasi sianida berlebih maka yang menentukan kecepatan reaksi adalah kelarutan oksigen, demikian pula sebaliknya. Oleh karenanya, pada proses sianidasi perlu dikontrol konsentrasi oksigen (Oksigen terlarut / oksigen terlarut) dan konsentrasi sianida bebas (free cyanide) di dalam larutan, agar dicapai persen ekstraksi yang tinggi, Karena tidak ada manfaatnya meningkatkan konsentrasi sianida tetapi ternyata konsentrasi oksigen di dalam larutan rendah. Jumlah oksigen terlarut yang optimal dalam proses leaching sebaiknya dijaga antarel 8 - 12 ppm.



(sumber: M.J. Nicol, C.A. Fleming, 2013)

Gambar 2.3
Proses *Leaching* menggunakan sianida

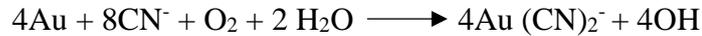
2.3 Pelindian menggunakan Sianidasi

Leaching atau pelindian adalah proses pemisahan *solution* dari padatan yang tidak dapat larut yang disebut *inert*. Pektin dapat larut dalam beberapa macam pelarut seperti air, beberapa senyawa *organic*, senyawa alkalis dan asam (Amri Aji, 2017).

2.3.1. Sianidasi

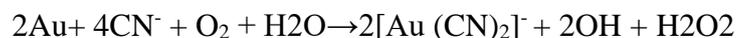
Metode yang banyak digunakan di perusahaan saat ini yaitu sianidasi. Pelarut yang sering digunakan dalam proses sianidasi ini adalah NaCN, KCN,

Ca(CN)₂ atau campuran dari ketiganya. Pelarut yang paling sering digunakan adalah NaCN karena dapat melarutkan emas lebih baik.

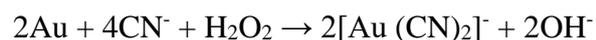


Metode yang digunakan pada penyiraman ini adalah *heap leaching*. Metode *heap leaching* pelarutan emas dilakukan dengan cara menyiram larutan sianida kedalam tumpukan bijih emas (diameter bijih ≤ 30 cm) yang sudah dicampur dengan batu kapur (Nurlaila, 2013). Proses pelindian sianidasi dimulai dengan pengecilan ukuran menggunakan *crusher*, yang bertujuan untuk membebaskan emas dari batuan induknya. Proses liberasi bijih sangat penting dilakukan untuk mengurangi adanya kehilangan emas yang terperangkap dalam batuan induknya. Ukuran butir yang biasanya digunakan pada proses *heap leaching* rata-rata ≤ 2 cm (Rauf, Perbandingan Hasil Logam Emas pada Pengolahan Bijih Emas dengan Metode Sianida (Heap Leaching) Berdasarkan Perbedaan Ukuran Butir Umpan, 2017).

Salah satu parameter *leaching* menggunakan sianidasi oksigen dalam larutan. Penyediaan oksigen bisa dengan penambahan H₂O₂ pada larutan selain itu juga bisa membantu aerasi dengan system aliran. Kapur hidrat juga ditambahkan pada larutan untuk menjaga pH agar tetap terjaga antara 10,5-11 karena jika terlalu asam dapat membentuk gas hydrogen sianida yang sangat beracun dan tidak dapat melindungi emas (Beay, 2011). Penambahan H₂O₂ dapat mempercepat pemisahan emas. Berikut reaksi yang menunjukkan kemungkinan pemisahan emas terjadi karena adanya penambahan H₂O₂:

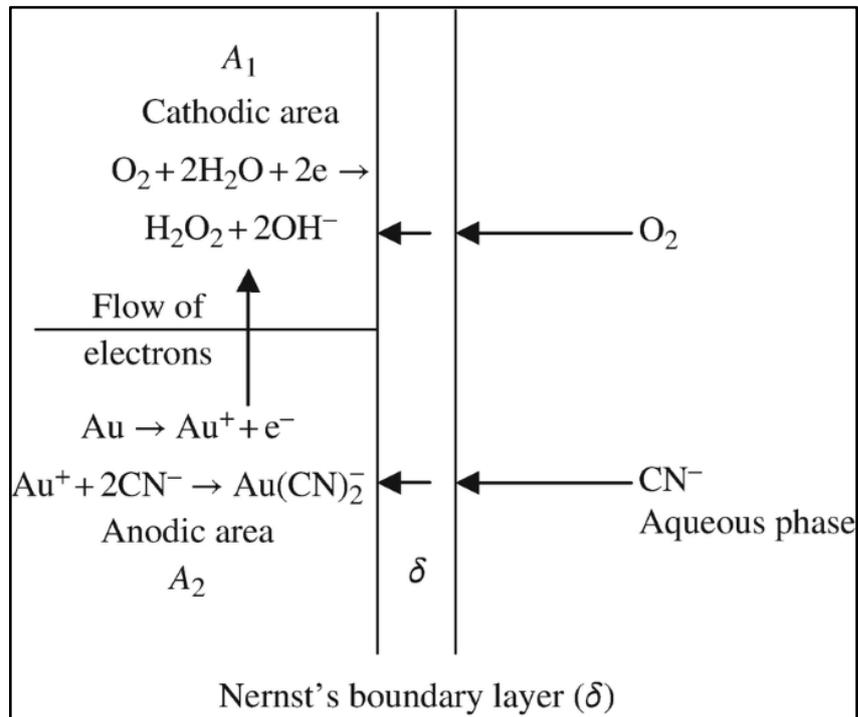


Setelah itu H₂O₂ bereaksi dengan emas dan sianida yang ditunjukkan dengan reaksi berikut:



(Suprpto, 2010)

Berikut proses reaksi Au dengan CN yang ditunjukkan pada Gambar 2.1 dibawah ini:

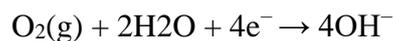
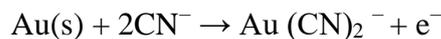


Sumber: Shamsuddin, 2021

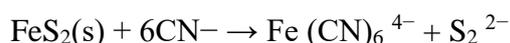
Gambar 2.4

Reaksi Au dengan CN

Pencucian emas dalam larutan sianida dapat dijelaskan sebagai berikut:



Dalam aerasi larutan sianida pirit, FeS₂ larut membentuk Fe(CN)₆⁴⁻



Dissolution kalkopirit CuFeS₂, dapat dijelaskan, konsentrasi sianida yang dimasukkan harus sesuai karena banyaknya konsentrasi sianida merupakan salah satu parameter keberhasilan di dalam proses *leaching* pada emas karena sianida bersenyawa kompleks dengan emas.



Namun, reaksi ini adalah penyederhanaan dari berbagai kompleks tembaga dan besi sianida terbentuk dan distribusinya dalam larutan sianida tergantung pada EH dan pH larutan dan rasio mol sianida ke tembaga, karena pirit dan kalkopirit dicuci dalam kondisi oksidasi, setiap ion sulfida yang dihasilkan dapat teroksidasi. (Yaser Kianinia, 2018).

Pada proses pelindian atau *leaching* berlangsung reaksi:

1. $\text{Au} + \text{NaCN} + \text{O}_2 + \text{H}_2\text{O} \rightarrow \text{NaAu}(\text{CN})_2 + \text{NaOH}$
2. $\text{Au} + \text{NaCN} + \text{O}_2 + \text{H}_2\text{O} \rightarrow \text{NaAu}(\text{CN})_2 + \text{H}_2\text{O}_2 + \text{NaOH}$

Untuk mempercepat proses pelarutan emas, dibutuhkan reagen sebagai katalis. Katalis dapat meningkatkan *recovery* emas sampai 95%.

2.4 Adsorpsi Menggunakan Karbon Aktif

Adsorpsi adalah peristiwa menempelnya atom/molekul suatu zat ke permukaan zat lain akibat perbedaan gaya pada permukaan zat. Terjadinya adsorpsi melibatkan interaksi antar permukaan pada suatu molekul yang mana material adsorben memiliki permukaan itu dengan tendensi untuk menarik material lain sehingga material adsorbat yang telah atau sudah terikat akan menempel pada permukaan adsorben. Adsorbat adalah zat yang teradsorpsi sementara Adsorben adalah zat yang mengadsorpsi. Adsorben pada emas biasanya menggunakan karbon aktif, proses ini disebut dengan CIL atau *carbon in leach*.

CIL adalah modifikasi dari proses CIP di mana langkah-langkah proses pelindian dan adsorpsi dilakukan di tangki yang sama secara bersamaan. Proses menawarkan keuntungan dari biaya modal yang lebih rendah daripada sistem pencucian dan adsorpsi karbon yang terpisah dan secara signifikan dapat meningkatkan ekstraksi emas dari bijih yang mengandung konstituen itu menyerap emas dari larutan pelindian.

Terjadinya adsorpsi ini dikarenakan adanya ketidakstabilan atau juga di dalam bahasa ilmiah dinamakan *residual forces* dipermukaan suatu zat adsorben yang mana adanya kestabilan itu membuatnya cenderung berikatan dengan zat lain yang cocok untuk mencapai kestabilan. Maka dari itu, pada umumnya material adsorben mempunyai gugus yang dinamakan itu dengan sisi aktif yang mana gugus ini memiliki peran penting pada proses adsorpsi yakni di dalam berinteraksi dengan molekul adsorbat. Selain adanya interaksi ini, adsorpsi tersebut juga bisa disebabkan oleh karna keberadaan rongga atau pori pada material adsorben.

Adapun faktor-faktor yang mempengaruhi proses adsorpsi, yaitu:

1. Pengaruh tekanan, pengaruh tekanan ini biasa terjadi pada adsorpsi molekul gas yang mana kenaikan tekanan adsorbat dalam hal ini yakni gas, maka akan

meningkatkan kemampuan adsorpsi dari adsorben. Hal tersebut karena pada tekanan tinggi suatu molekul cenderung itu kemudian dipaksa untuk menempati ruang sempit, yang akan terjadi yakni molekul akan lebih mudah masuk ke dalam rongga atau juga pori adsorben pada saat diberi tekanan tinggi.

2. Pengaruh temperatur, suhu lingkungan ini juga berpengaruh pada proses adsorpsi disebabkan karena pada dasarnya adsorpsi ini mengikuti prinsip Le-Chatelier pada kesetimbangan kimia yang mana semakin tinggi suhu tersebut maka proses adsorpsi tersebut akan menurun sedangkan pada suhu rendah maka reaksi ini akan cenderung ke arah kanan.
3. Waktu kontak, pada dasarnya semakin lama kita mencampurkan adsorben itu dengan adsorbat maka interaksi yang terjadi juga akan semakin besar. Hal tersebut dikarenakan pada proses adsorpsi, terkadang adsorbat itu harus dengan melalui difusi yang mana proses ini juga memerlukan waktu. Oleh sebab itu dengan waktu yang cukup, maka proses difusi yang sempurna tersebut kemudian akan meningkatkan kapasitas adsorpsi
4. Luas permukaan adsorben, *surface* area atau juga luas permukaan juga mempunyai peran penting di dalam proses adsorpsi disebabkan karena peristiwa ini melibatkan permukaan dari adsorben. Semakin luas permukaan suatu material adsorben, maka material tersebut juga mempunyai kapasitas adsorpsi yang semakin besar. Hal ini disebabkan oleh karena semakin luas permukaan menandakan bahwa material tersebut mempunyai peluang yang lebih banyak untuk berinteraksi itu dengan adsorbat.
5. Aktivasi karbon, aktivasi pada umumnya ini dilakukan dengan menghilangkan *guest* yang ada pada pori atau juga rongga adsorben sehingga didapatkan material adsorben itu dengan rongga kosong serta juga memungkinkan untuk diisi dengan adsorbat yang diinginkan. Proses aktivasi ini bisa atau dapat dilakukan dengan segala macam cara seperti dengan pemanasan untuk menguapkan zat *guest* atau juga dengan metode pencucian asam kuat untuk melarutkan material diadsorben.

Emas dan perak yang dapat di adsorpsi berbentuk ion $\text{Au}(\text{CN})_2^-$ dan $\text{Ag}(\text{CN})_2^-$. Terjadinya adsorpsi dimulai dengan adanya kontak antara permukaan karbon aktif dengan ion emas-perak. Reaksinya sebagai berikut:



2.5 *Preg Robbing*

Pengertian dari *preg robbing* atau *pregnant solution robbing* yaitu terserapnya emas yang sudah larut pada proses pelindian oleh *carbonaceous* material dan mineral sulfida serta silikat pada bijih emas sehingga terbawa menuju *tailing*. Penyebab yang paling umum dari *preg-robbing* adalah materi karbon yang ada dalam bijih. Ini bisa dalam bentuk hidrokarbon berat, asam organik atau karbon alami (Kwadwo Asare Osseo-Asare, 1984).

Karbon dalam bijih emas terutama terdiri dari karbon unsur yang bertindak sebagai karbon aktif dan menyerap kompleks sianida emas, campuran hidrokarbon berat dengan berat molekul tinggi biasanya dikaitkan dengan unsur karbon yang tampaknya tidak menyerap emas dan asam humat yang mengandung gugus fungsional yang mampu kompleksisasi emas larut (Ladeira, 2019).

Carboniseous material menyebabkan kerugian, yaitu karbon dapat mengunci sebagian emas dalam bijih dan menghambat pencucian. Oleh karena itu, karbon bertindak secara refraktori. Bijih juga dapat mengandung karbon aktif yang menyerap emas dari *pregnant solution*. Oleh karena itu bertindak sebagai adsorben yang mirip dengan karbon aktif.

2.6 *Bottle Roll Test*

Bottle roll test merupakan metode *leaching* dalam skala lab untuk mengetahui parameter yang sesuai untuk menaikkan *recovery* emas yang akan diaplikasikan dalam skala industri. *Slurry* yang digunakan setidaknya 500 ml atau 1000 ml untuk hasil yang lebih baik. Dalam melakukan percobaan menggunakan *bottle roller ini*, sample diletakan kedalam bottle dengan melubangi sedikit bagian tutupnya agar udara dapat masuk. Kecepatan agitasi dapat diatur dalam percobaan

menggunakan metode ini agar dapat mengetahui kecepatan yang sesuai dalam pelindian emas.



Gambar 2.5
Bottle Roller

Rentang waktu yang biasanya digunakan dalam metode ini adalah 48 jam, selama waktu itu dapat diambil beberapa sampel untuk di cek kadar Au dan Ag nya. Oksigen terlarut sangat penting dalam proses leaching, jika dalam bottle roller oksigen terlarutnya masih cukup sedikit maka dapat ditambahkan bubbler udara untuk menambahkan oksigen terlarut dalam slurry. Walaupun sianida yang ditambahkan cukup, tetapi oksigen terlarut cukup sedikit maka proses leaching akan tidak begitu maksimal untuk menghasilkan *recovery* emas yang tinggi. Berikut alat bottle roller yang ditunjukkan pada Gambar 2.4.

Perhitungan kinetik *leaching* perlu dilakukan setidaknya terdapat tiga kurva kinetika, untuk mengetahui kinetika tersebut, konsumsi reagen perlu di cek pada beberapa waktu tertentu dengan cara titrasi. Agar hasil lebih maksimal, lebih baik menggunakan *bottle roll test* dengan cara duplo, jika ada data yang anomali dapat menggunakan sample lain yang mungkin hasilnya lebih masuk akal.

$$\text{Konsumsi reagen} = \frac{\text{dosis } \left(\frac{g}{l}\right) \times \text{ukuran sample (gms)} \times 1}{\text{Spesifik gravity reagen} \times 445} \dots\dots\dots(2.2)$$

$$\text{Leach rate} = \frac{(\text{berat awal (wt)} - \text{residue grade})}{\text{waktu (sec)} \times \text{luas permukaan}} \dots\dots\dots (2.3)$$

2.7 AAS (*Atomic Absorption Spectrophotometry*)

Spektrofotometer Serapan Atom (AAS) adalah suatu alat yang digunakan pada metode analisis untuk penentuan unsur-unsur logam dan metaloid yang berdasarkan pada penyerapan absorpsi radiasi oleh atom bebas.

Spektrofotometer serapan atom (AAS) merupakan teknik analisis kuantitatif dari unsur-unsur yang pemakaiannya sangat luas di berbagai bidang karena prosedurnya selektif, spesifik, biaya analisisnya relatif murah, sensitivitasnya tinggi (ppm-ppb), dapat dengan mudah membuat matriks yang sesuai dengan standar, waktu analisis sangat cepat dan mudah dilakukan. AAS pada umumnya digunakan untuk analisa unsur, spektrofotometer absorpsi atom juga dikenal sistem single beam dan double beam layaknya Spektrofotometer UV-VIS. Sebelumnya dikenal fotometer nyala yang hanya dapat menganalisis unsur yang dapat memancarkan sinar terutama unsur golongan IA dan IIA. Umumnya lampu yang digunakan adalah lampu katoda cekung yang mana penggunaannya hanya untuk analisis satu unsur saja.

Metode AAS berprinsip pada absorpsi cahaya oleh atom. Atom-atom menyerap cahaya tersebut pada panjang gelombang tertentu, tergantung pada sifat unsurnya. Metode serapan atom hanya tergantung pada perbandingan dan tidak bergantung pada temperatur. Setiap alat AAS terdiri atas tiga komponen yaitu unit teratomisasi, sumber radiasi, sistem pengukur fotometerik.

Teknik AAS menjadi alat yang canggih dalam analisis. Ini disebabkan karena sebelum pengukuran tidak selalu memerlukan pemisahan unsur yang ditentukan karena kemungkinan penentuan satu unsur dengan kehadiran unsur lain dapat dilakukan, asalkan katoda berongga yang diperlukan tersedia. AAS dapat digunakan untuk mengukur logam sebanyak 61 logam.

Sumber cahaya pada AAS adalah sumber cahaya dari lampu katoda yang berasal dari elemen yang sedang diukur kemudian dilewatkan ke dalam nyala api yang berisi sampel yang telah teratomisasi, kemudian radiasi tersebut diteruskan ke detektor melalui monokromator. *Chopper* digunakan untuk membedakan radiasi

yang berasal dari sumber radiasi, dan radiasi yang berasal dari nyala api. Detektor akan menolak arah searah arus (DC) dari emisi nyala dan hanya mengukur arus bolak-balik dari sumber radiasi atau sampel.

Atom dari suatu unsur pada keadaan dasar akan dikenai radiasi maka atom tersebut akan menyerap energi dan mengakibatkan elektron pada kulit terluar naik ke tingkat energi yang lebih tinggi atau tereksitasi. Jika suatu atom diberi energi, maka energi tersebut akan mempercepat gerakan elektron sehingga elektron tersebut akan tereksitasi ke tingkat energi yang lebih tinggi dan dapat kembali ke keadaan semula. Atom-atom dari sampel akan menyerap sebagian sinar yang dipancarkan oleh sumber cahaya. Penyerapan energi oleh atom terjadi pada panjang gelombang tertentu sesuai dengan energi yang dibutuhkan oleh atom tersebut.

Keuntungan menggunakan AAS (*Atomic Absorption Spectrophotometry*) adalah batas deteksi yang rendah dari larutan yang sama bisa mengukur unsur-unsur yang berlainan, pengukurannya langsung terhadap contoh, output dapat langsung dibaca, cukup ekonomis, dapat diaplikasikan pada banyak jenis unsur, batas kadar penentuan luas (dari ppm sampai %). Sedangkan kelemahannya yaitu pengaruh kimia dimana AAS tidak mampu menguraikan zat menjadi atom misalnya pengaruh fosfat terhadap Ca, pengaruh ionisasi yaitu bila atom tereksitasi (tidak hanya disosiasi) sehingga menimbulkan emisi pada panjang gelombang yang sama, serta pengaruh matriks misalnya pelarut.

AAS berprinsip pada absorpsi cahaya oleh atom. Atom atom menyerap cahaya tersebut pada panjang gelombang tertentu, tergantung pada sifat unturnya. Misalkan Natrium menyerap pada 589 nm, Uranium pada 358,5 nm, sedang Kalium pada 766,5 nm. Cahaya pada λ ini mempunyai cukup energi untuk mengubah tingkat elektronik suatu atom. Transisi elektronik suatu unsur bersifat spesifik. Dengan absorpsi energi, berarti memperoleh lebih banyak energi, suatu atom pada keadaan dasar dinaikkan tingkat energinya ke tingkat eksitasi. Tingkat tingkat eksitasinyapun bermacam-macam. Misalkan unsur Na dengan nomor atom 11, mempunyai konfigurasi elektron $1s^2 2s^2 2p^6 3s^1$, tingkat dasar untuk elektron valensi 3s artinya tidak mempunyai kelebihan energi. Elektron ini dapat tereksitasi ke tingkat 3p dengan energi 2,2 ev ataupun ke tingkat 4p dengan energi 3,6 ev,

masing-masing sesuai dengan panjang gelombang sebesar 589 nm dan 330 nm. Kita dapat memilih diantara panjang gelombang ini yang menghasilkan garis spektrum yang tajam dan dengan intensitas yang maksimum 5 (biasanya merupakan transisi dari keadaan dasar ke keadaan tereksitasi pertama 13. Inilah yang dikenal dengan garis resonansi. Spektrum atomik untuk masing-masing unsur terdiri atas garis-garis resonansi. Garis-garis lain yang bukan garis resonansi dapat berupa spektrum yang beresonansi dengan tingkat energi molekul, biasanya berupa pita-pita lebar ataupun garis-garis yang tidak berasal dari eksitasi tingkat dasar yang disebabkan proses atomisasinya 5. Peristiwa di dalam AAS dapat dibagi menjadi dua proses besar:

1. Perubahan menjadi atom-atom bebas dari sampel
2. Absorpsi radiasi sumber eksternal oleh atom.

2.8 Pengujian Metalurgi

Dalam mengolah bijih harus melalui pengujian metalurgi, agar *recovery* yang diinginkan dapat tercapai dan bijih tersebut mendapatkan *treatment* yang sesuai, karena setiap bijih memiliki perlakuan yang berbeda-beda. Berikut pengujian-pengujian metalurgi yang dilakukan untuk mengolah bijih:

1. Menganalisis mineralogi yang terdapat dalam bijih, biasanya menggunakan SEM (*Scanning Electron Microscopy*) dan XRD (*X-Ray Diffraction*)
2. Memisahkan bijih emas dari pengotornya tahapan ini disebut kominusi, proses ini dapat menggunakan *crusher*
3. Setelah proses kominusi selanjutnya dilakukan uji *diagnostic leach* untuk mengetahui pengaruh reagen terhadap proses *leaching* bijih emas yang akan diolah
4. Pengujian selanjutnya adalah cek *head assay* bijih tersebut agar mengetahui *grade* bijih yang akan diolah agar bijih tersebut dapat di *treatment* dengan tepat
5. Cek distribusi emas pada ukuran butir, dilakukan agar dapat mengetahui kadar mineral yang terdistribusi di setiap *particle size* yang berbeda
6. *Bottle roll*, pengujian ini dilakukan untuk melindi bijih dengan suatu reagen untuk mengetahui hasil *recovery* yang didapatkan di akhir

7. Falcon dan knelson, digunakan untuk memisahkan mineral berharga dan pengotor menggunakan prinsip gravitasi menggunakan perbedaan massa jenis
8. Analisis *preg robbing*, digunakan untuk mengetahui sifat *preg robbing* pada bijih
9. AAS (*Atomic Adsorption Spectofotometry*) digunakan untuk mengetahui kadar mineral yang ada dalam larutan.

2.9 Penelitian Terdahulu

Berikut ini merupakan beberapa penelitian terdahulu yang telah dilakukan untuk hal sejenis, yang dapat dilihat pada Tabel 2.1 berikut:

Tabel 2.1.
Penelitian Terdahulu

No.	Nama Peneliti & Instansi	Tahun	Judul	Metode	Hasil Penelitian
1	Amanida Meta Raifidia, Pramusanto dan Elfida Moralista Prodi Teknik Pertambangan, Fakultas Teknik, Universitas Islam Bandung, Indonesia	2020	Analisis <i>Recovery</i> Emas Hasil <i>Pulverized Bottle Roll Test</i> terhadap Bijih Emas Transisi Kandungan Tembaga Tinggi Jawa Timur di PT Bumi Suksesindo Kabupaten Banyuwangi Provinsi	<i>Pulverized Bottle roll leaching test</i>	Analisis mengenai % <i>recovery</i> emas dari proses <i>leaching</i> emas yang memiliki kandungan tembaga tinggi dari berbagai variasi ukuran P80 +75 μm , P80 +106 μm , dan P80 +150 μm sama-sama didapat <i>recovery</i> paling tinggi yakni $\geq 85,5\%$. Konsumsi reagen yang digunakan adalah semen. Penggunaan semen dan NaCN pada

No	Nama Peneliti & Instansi	Tahun	Judul	Metode	Hasil Penelitian
					tiap variasi yang serta konsumsi NaCN. mengkonsumsi paling sedikit adalah pada ukuran butir P80 +150 μm .
2	Mohamed Edahbi, Benoît Plante, Mostafa Benzaazoua, Raphael Mermillod Blondin. Multidisciplinary Digital Publishing Institute	2019 Tahun	<i>CIL Gold Loss Characterization within Oxidized Leach Tails: Creating a Synergistic Approach between Mineralogical Characterization, Diagnostic Leach Tests, and Preg-Robbing Tests</i>	<i>Diagnostic leaching tests, preg-robbing tests, cyanide Leaching</i> Metode	Hasilnya menunjukkan potensi preg-robbing yang rendah (kurang dari 1% dari sisa emas dalam tailing CIL). Perilaku geokimia ini mungkin disebabkan oleh adsorpsi rendah dan/atau presipitasi aurodicyanide dalam materi karbon
3	B. Ghobadi, M. Noaparast, S. Z. Shafaei, M. Unesi Journal of Mining & Environment	2014	<i>Optimization of cyanidation parameters to increase the capacity of Aghdarre gold mill</i>	<i>Bottle Roll</i>	Kondisi optimal dari proses sianidasi adalah CN = 700 g/t, pH = 10, P80 = 45 mikron dan pemulihan emas dalam kondisi ini diperoleh 90.71%.

No	Nama Peneliti & Instansi	Tahun	Judul	Metode	Hasil Penelitian
4	Rahim Esmkhani, Bahman Ghobadi, Akbar Amirkhani and Sepide Rezadust Australian Journal of Basic and Applied Sciences	2013	<i>The Effect of Increasing Capacity on Gold Recovery and Optimization of Cyanidation Parameters in Aghdarreh Gold Ore Plant</i>	<i>Bottle Roll Test</i>	Kurang optimalnya proses sianidasi menunjukkan bahwa konsentrasi sianida, persen berat padat, ukuran partikel, berat padat, ukuran partikel, waktu retensi adalah parameter efektif dan konsentrasi natrium sianida memiliki efek paling besar dan padat persen berat dan waktu retensi memiliki efek terendah pada proses ini.

Pada penelitian Amanida Meta Raifidia, 2020 menggunakan ukuran butir 75 μm yang digunakan sebagai acuan variasi ukuran butir dan menggunakan konsentrasi sianida 750 ppm yang mana menghasilkan persen *recovery* yang tinggi. Penelitian Rahim Esmkhani, 2013, mengatakan bahwa konsentrasi sianida dan ukuran butir merupakan parameter yang penting dalam proses sianidasi emas. Pada konsentrasi sianida 700 ppm dan ukuran butir 45 μm adalah parameter yang optimal pada proses sianidasi emas menggunakan *bottle roll test*.

Pada penelitian Mohamed Edahbi, 2019 menggunakan *normal test*, yaitu hanya menggunakan sodium sianida dan menggunakan *gold test*, yaitu

menggunakan larutan standar emas dan sodium sianida, yang digunakan sebagai acuan *preg robbing test* dalam penelitian ini. Penelitian B. Ghobadi, 2014, menggunakan variasi konsentrasi 1500 ppm dan 700 ppm yang mana sebagai acuan dalam variasi konsentrasi sianida pada penelitian ini.

BAB III

METODE PENELITIAN

3.1. Waktu dan Tempat Penelitian

3.1.1. Waktu Penelitian

Waktu penelitian dilakukan kurang lebih selama dua bulan dimulai dari tanggal 19 Mei 2022 – 18 Juli 2022. Dalam kegiatan penelitian ini menggunakan metode *bottle roll test* dan *agitator stirrer* dalam menentukan hasil *recovery* tertinggi dari 3 variasi sampel kadar yang berbeda yang digunakan pada proses *leaching* dan adsorpsi bijih emas menggunakan karbon aktif dan untuk mengetahui sifat *preg robbing* pada setiap sampel. Penelitian ini akan dilaksanakan selama 2 bulan, berikut kegiatan penelitian yang akan dilakukan yang dapat dilihat pada Tabel 3.1:

Tabel 3.1.
Timeline kegiatan penelitian

No	Kegiatan	Mei				Juni				Juli				Agustus			
		1	2	3	4	1	2	3	4	1	2	3	4	1	2	3	4
1	Studi Literatur																
2	Persiapan Alat dan Bahan																
3	Pengambilan Data																
4	Analisis Data																
5	Penulisan Laporan																

3.1.2. Tempat Penelitian

Penelitian ini dilakukan di metlab PT. Nusa Halmahera Minerals menggunakan *bottle roller* untuk proses *leaching* dan adsorpsi *carbon in leach* bijih emas dan membutuhkan alat AAS (*Atomic Adsorption Spectrofotometry*) untuk membaca kadar Au, Au, dan Cu. Proses awal yang dilakukan adalah preparasi sampel, kemudian dilakukan proses *leaching* menggunakan *bottle roller*. Pada penelitian ini menggunakan 3 sampel dengan kadar yang berbeda untuk mengetahui

nilai *recovery* tertinggi pada saat proses *leaching* dan CIL. Pada proses ini, konsentrasi sianida, dosis hydrogen peroksida, dan fraksi ukuran berpengaruh dalam proses pelindian emas agar mendapatkan *recovery* yang diinginkan.

3.2. Alat dan Bahan

3.2.1. Alat

- | | |
|----------------------------|--------------------------|
| 1. <i>Bottle roller</i> | 14. <i>Centrifuge</i> |
| 2. <i>Magnetic stirrer</i> | 15. <i>Pulverized</i> |
| 3. <i>Filter press</i> | 16. Timbangan digital |
| 4. Buret | 17. Spatula |
| 5. Gelas erlenmeyer | 18. Oven |
| 6. Pipet tetes | 19. AAS (<i>Atomic</i> |
| 7. Gelas ukur 1 liter | <i>Absorbsion</i> |
| 8. <i>Tray</i> | <i>Spektrophotometry</i> |
| 9. Tabung reaksi | 20. <i>Crusher</i> |
| 10. Gelas beker | 21. pH meter |
| 11. Pipet ukur | 22. DO meter |
| 12. Rak tabung reaksi | 23. Labu ukur |
| 13. Corong | |

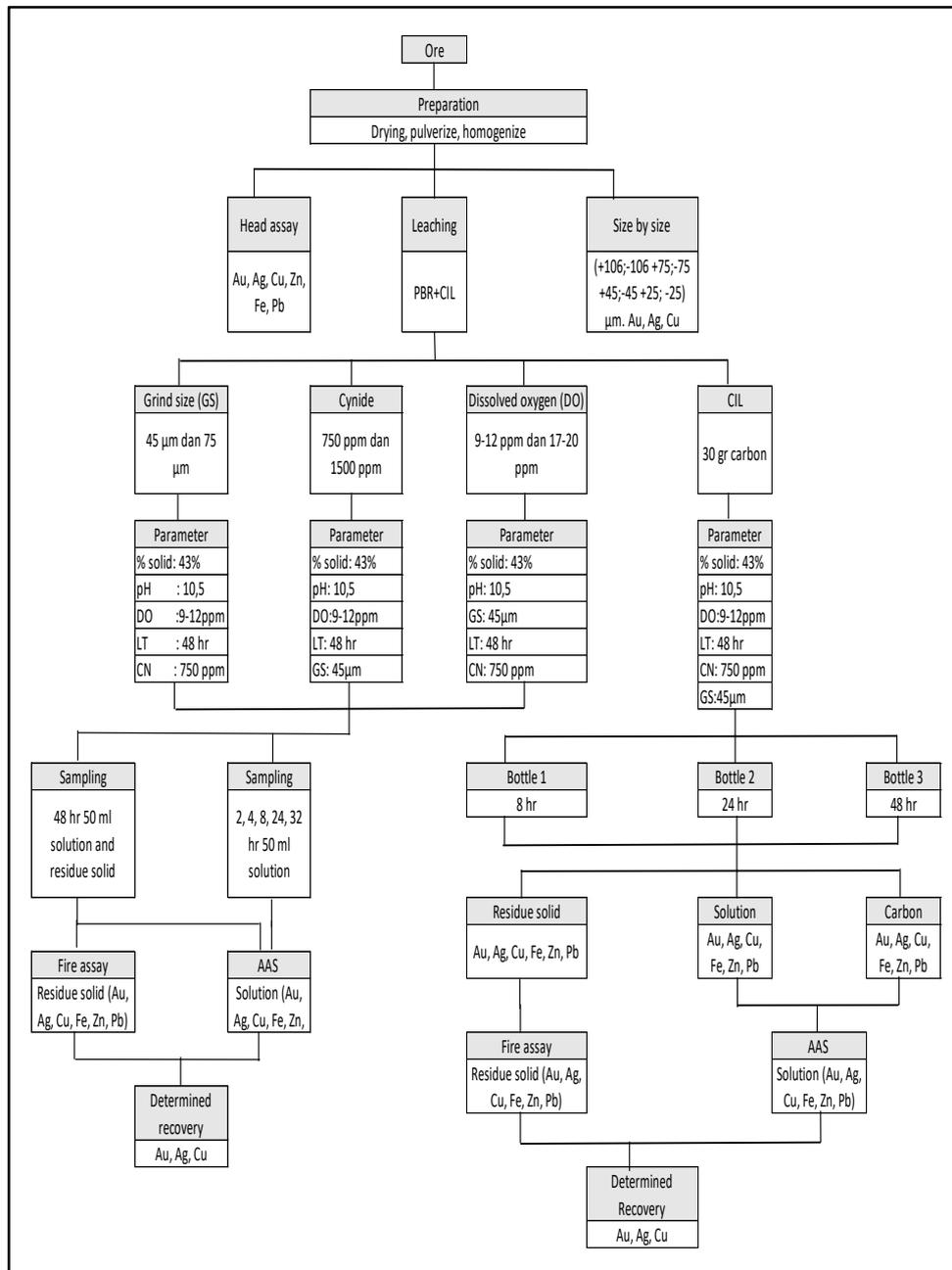
3.2.2. Bahan

- | | |
|--------------------------------------|----------------------|
| 1. NaCN | 6. Rhodanine 10% |
| 2. CaCO ₃ | 7. AgNO ₃ |
| 3. H ₂ O ₂ 30% | 8. Karbon aktif |
| 4. Bijih emas | 9. AuCN 100 ppm |
| 5. Air Destilasi | |

Gambar alat dan bahan dapat dilihat pada lampiran E dan F.

3.3. Alur Penelitian

Dalam melakukan penelitian ini, terdapat diagram alir penelitian agar mempermudah dalam melakukan kegiatan penelitian ini. Berikut diagram alir penelitian yang dapat dilihat pada Gambar 3.1 dibawah ini:

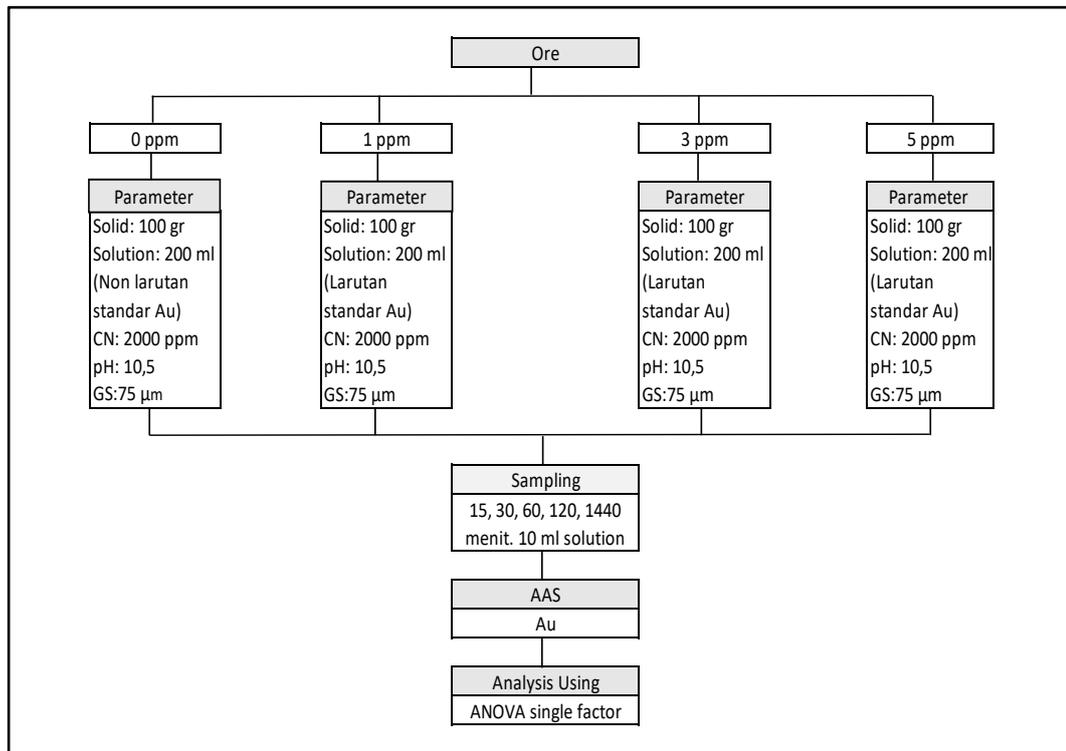


Gambar 3.1

Diagram Alir Penelitian *Pulverized Bottle Roll*

Keterangan.

1. GS : *Grind Size*
2. LT : *Leaching Time*
3. DO : *Dissolved Oxygen*



Gambar 3.2

Diagram Alir Penelitian *Preg Robbing Test*

3.4. Tahap Penelitian

Dalam penelitian ini dilakukan beberapa tahapan agar didapat data-data yang dibutuhkan untuk menyusun hasil penelitian ini.

3.4.1. Preparasi Sampel

Sampel dikirimkan oleh Departemen Geologi, yang dikelompokkan menjadi tiga jenis, yaitu *Low Copper*, *Medium Copper* dan *High Copper*. Sampel *Low Copper* sebanyak 38,170 kg; *Medium Copper* 38,415 kg; dan *High Copper* 38,005 kg. Sampel tersebut berbentuk kerikil dengan ukuran <5 cm, ukuran bijih tersebut tidak dapat digunakan untuk *pulverized bottle roll* dan karakterisasi. Oleh karena itu, perlu dilakukan preparasi sampel sesuai dengan jumlah dan ukuran yang dibutuhkan untuk pengujian. Preparasi yang dilakukan berupa pengeringan dan kominusi.

Pengeringan dilakukan untuk menghilangkan kadar air yang ada di dalam bijih, dengan dipanaskan dengan oven pada temperatur 105°C selama 12 jam.

Perlakuan ini dilakukan pada setiap sampel. Setelah sampel dipanaskan, masing-masing sampel dicampur (*mixing*) dan di-*blending* agar didapatkan sampel komposit. Kemudian masing-masing komposit dihaluskan dengan LM *pulverizer* untuk mendapatkan ukuran yang sesuai percobaan pelindian P 80 75 μm dan 45 μm .

Berat yang dibutuhkan untuk percobaan pelindian *bottle roll* adalah 1200 gram, maka sampel perlu dibagi menggunakan *riffle splitter*. Sampel kemudian siap dikirimkan ke Laboratorium *Assay* untuk dilakukan analisis *head assay* dan distribusi emas pada ukuran butir.

3.4.2. Analisis Komposisi Kimia

Analisis komposisi kimia meliputi:

1. Analisis *head grade*

Head grade dilakukan untuk menentukan kadar emas, perak dan *base metal*.

Metode yang digunakan dalam analisis *head grade* yaitu, *fire assay*.

2. Distribusi emas pada ukuran butir

Distribusi emas pada ukuran butir dilakukan untuk menentukan persebaran kadar emas di setiap fraksi ukuran. Metode distribusi emas pada ukuran butir di reduksi sampai ukuran tertentu. Masing-masing fraksi ayakan ditentukan kadar emasnya dengan metode yang sama seperti *head assay* yaitu dengan metode *fire assay*.

3.4.3. Uji *Pulverized Bottle Roll*

Pengujian pelindian dilakukan dengan metode *Pulverized Bottle Roll*. Pengujian ini dilakukan di laboratorium Metalurgi PT. Nusa Halmahera Mineral. Berikut tahapan yang dilakukan dalam melakukan uji *pulverized bottle roll*:

1. Disiapkan sampel dengan ukuran P80 75 μm dan 45 μm kemudian dimasukan ke dalam botol sebanyak 1200 gram.
2. Disiapkan air distilasi untuk mencapai persen padatan 43% (w/w). Air distilasi dimasukan ke dalam botol yang sudah berisi sampel. Kemudian dilakukan *blanking* selama 15 menit agar sampel dan air distilasi tercampur.

3. Dilakukan pengecekan pH dan DO (oksigen terlarut) pada *slurry*. Kemudian dilakukan pengaturan pH dan DO, dengan pH 10,5 dan DO 9-12 ppm dan 17-20 ppm. Pengaturan pH dilakukan dengan penambahan kapur dan pengaturan DO dilakukan dengan penambahan hidrogen peroksida.
4. Dilakukan penambahan NaCN yang bervariasi dengan konsentrasi awal 750 ppm, kemudian dipertahankan dengan konsentrasi 500 ppm serta konsentrasi awal 1500 ppm dipertahankan dengan konsentrasi 1000 ppm.
5. Dimulai proses pelindian dengan menyalakan mesin *bottle roll*. Kemudian diambil sampel sebanyak 50 ml larutan kaya atau *pregnant solution* yang mengandung emas terlarut didalam untuk di analisis menggunakan AAS. Pengambilan sampel dilakukan pada jam ke-2, 4, 8, 24, 32 dan 48.
6. 10 ml *solution* diambil untuk dilakukan titrasi untuk mengetahui konsentrasi sianida yang tersisa sehingga konsentrasi sianida dapat dipertahankan dan untuk mengetahui konsumsi reagen selama proses pelindian menggunakan Perak Nitrat sebagai titran dan Rhodanine sebagai indikator.
7. Setelah 48 jam, *slurry* di filtrasi dan di cuci menggunakan *filter press* untuk memisahkan residu padatan yang tidak tereskraksi pada proses pelindian.
8. Residu dianalisis menggunakan metode *fire assay* untuk mengetahui sisa kandungan emas, perak dan tembaga.

Dilakukan perhitungan ekstraksi emas, perak dan tembaga sebagai fungsi waktu dengan membandingkan berat kumulatif yang terlarut dengan total kandungan emas, perak dan tembaga

$$Persen\ ekstraksi = \frac{\text{berat kumulatif yang terlarut}}{\text{total kandungan logam dalam sampel}} \times 100\% \dots\dots\dots (3.1)$$

Analisis residu menggunakan metode *fire assay* dilakukan dengan dengan proses pembakaran dan menggunakan HNO₃ dan HCl sebagai pelarut. Pertama proses pemisahan *slag* dan *button*, setelah itu bakar *button* dalam *furnace cupel* selama 50-70 menit. Setelah dilakukan proses pembakaran, analisis *digest* menggunakan HNO₃ dan HCl, jika sudah dianalisis *digest* sampel siap dianalisis menggunakan AAS.

3.4.4. Pengujian *Preg Robbing*

Pengujian *preg robbing* dilakukan untuk mengidentifikasi sifat bijih terhadap emas yang sudah terlarut pada proses pelindian yang berkaitan dengan kandungan karbon yang ada di dalam bijih. Tujuan dari pengujian ini adalah untuk menentukan kecenderungan *carbonaceous material* yang ada dalam bijih. Berikut prosedur uji *preg robbing*:

1. Disiapkan larutan standar HAuCl_4 pro analisis yang mengandung 1000 ppm kemudian diencerkan untuk mendapatkan konsentrasi, 1, 3 dan 5 ppm
2. Disiapkan sampel dengan ukuran P80 75 μm masing-masing sampel sebanyak 100 gram.
3. Disiapkan larutan standar emas dengan konsentrasi, 1, 3, dan 5 ppm sebanyak 200 ml.
4. Ditambahkan garam sianida dengan konsentrasi 2000 ppm sebagai pelindi.
5. Dilakukan pelindian di dalam gelas kimia dengan batang pengaduk pada kecepatan 400 rpm, dengan pengaturan pH pada 10,5.
6. Dilakukan pengambilan sampel pada 15, 30, 60, 120, 1440 menit dengan mengambil larutan sebanyak 10 ml untuk menganalisis kadar emas dengan menggunakan AAS.

Dilakukan analisis persen *preg robbing* menggunakan persamaan. Kemudian apakah potensial *preg robbing* signifikan mempengaruhi *recovery* emas atau tidak ditentukan dengan ANOVA *Single Factor* untuk mengetahui sifat *preg robbing* pada setiap jenis sampel (*one analysis of variance*).

$$\% \text{ PRP} = (1 - m) \times 100 \dots\dots\dots (3.2)$$

Dimana % PRP adalah potensial *preg robbing* dan m adalah gradien.

3.4.5. *Carbon in Leach (CIL)*

Selain metode *Pulverize Bottle Roll* dapat dilakukan juga metode *Carbon in Leach* dengan *pulverized bottle roll* untuk mengetahui perilaku ekstraksi bijih emas terhadap proses *Carbon in Leach*. Sampel yang digunakan untuk percobaan yaitu, *Low Copper*, *Medium Copper* dan *High Copper*. Waktu *leaching* yang digunakan yaitu 8, 24 dan 48 jam. Berikut prosedur percobaan CIL yang dilakukan sebagai berikut:

1. Disiapkan sampel sebanyak 1200 dari masing-masing jenis sampel dan dimasukan ke dalam *bottle*.
2. Disiapkan air distilasi untuk mencapai persen padatan 43% (w/w). Air distilasi dimasukan ke dalam botol yang sudah berisi sampel. Kemudian dilakukan *blanking* selama 15 menit agar sampel dan air distilasi tercampur.
3. Dilakukan pengecekan pH dan DO (*oksigen terlarut*) pada *slurry*. Kemudian dilakukan pengaturan pH dan DO, dengan pH 10,5 dan DO 9-12 ppm. Pengaturan pH dilakukan dengan penambahan kapur dan pengaturan DO dilakukan dengan penambahan Hidrogen Peroksida.
4. Dilakukan penambahan NaCN yang bervariasi dengan konsentrasi awal 750 ppm kemudian dipertahankan dengan konsentrasi 500 ppm. Ditambahkan karbon aktif dengan sebanyak 30 gram kedalam *slurry*.
5. Dilakukan *rolling bottle roll* dengan variasi waktu 8, 24 dan 48 jam. Kemudian pada akhir proses pelindian diambil 50 ml larutan untuk analisis kadar emas, perak dan tembaga yang tersisa dalam larutan menggunakan AAS.
6. Karbon disaring dan diukur kandungan emas, perak dan tembaga yang ada di dalam karbon.
7. *Slurry* difiltrasi dan dicuci menggunakan *filter press* untuk memisahkan residu padatan yang tidak teresktraksi pada proses pelindian.
8. Residu dianalisis menggunakan metode *fire assay* untuk mengetahui sisa kandungan emas, perak dan tembaga.

Dilakukan perhitungan adsorpsi dan persen *recovery* untuk mengetahui kadar emas, perak dan tembaga yang teradsorpsi dan terekstraksi.

$$R = \frac{(C_0 - C)}{C_0} \times 100\% \dots\dots\dots (3.3)$$

Dimana C_0 adalah *initial* konsentrasi emas (mg/L) dan C adalah residual konsentrasi emas (mg/L).

$$\% Recovery = \frac{\text{Au dalam larutan}}{\text{Au dalam umpan}} \times 100 \dots\dots\dots (3.4)$$

BAB IV HASIL PENELITIAN

Pada penelitian ini telah dilakukan *leaching*, *preg robbing test* dan *carbon in leach* bijih emas kaya tembaga. *Leaching* dan *carbon in leach* dilakukan menggunakan *bottle roller*, sedangkan *preg robbing* menggunakan *magnetic stirrer*. Hasil larutan akhir dari *leaching*, *preg robbing* dan *carbon in leach* di uji menggunakan AAS, sedangkan *tail* akhir dari *leaching* dan *carbon in leach* dilakukan uji menggunakan *fire assay* yang sebelumnya dilakukan *filter press* memisahkan larutan dan padatannya.

4.1. Head Assay Sampel Bijih Emas Kaya Tembaga

Sebelum memulai penelitian, masing-masing sampel harus ditentukan *head assay* untuk mengetahui kadar awal bijih yang menjadi acuan sebelum melakukan penelitian. *Head assay* pada masing-masing sampel ini dapat dilihat pada Tabel 4.1.

Tabel 4. 1
Head grade Low Copper, Medium Copper dan High Copper

Elemen	Satuan	Sampel		
		Low Copper	Medium Copper	High Copper
Au	ppm	11,3	11,8	31
Ag	ppm	6,4	12,2	18,7
Cu	ppm	254	571	1040
Pb	ppm	226	388	479
Zn	ppm	225	475	344
Fe	%	3,63%	3,34%	3,48%

Berdasarkan hasil analisis *head assay* pada Tabel 4.1, menunjukkan bahwa bijih memiliki kadar yang cukup tinggi. Pada tabel terdapat besarnya kadar Au, Ag dan Cu pada setiap sampel, ditunjukkan bahwa nilai kadar Au paling tinggi terdapat pada sampel *High Copper* yaitu 31 ppm sedangkan pada sampel *Low Copper* dan *Medium Copper* tidak berbeda jauh yaitu masing-masing 11,3 dan 11,8 ppm. Kadar Ag paling tinggi terdapat pada sampel *High Copper* yaitu 18,7 ppm, lalu *Medium Copper* 12,2 ppm dan untuk kadar Ag terendah adalah sampel *Low Copper* yaitu

6,4 ppm. Kadar Cu tertinggi dimiliki oleh sampel *High Copper* yaitu mencapai 1040 ppm, sedangkan untuk *Medium Copper* dan *Low Copper* yaitu 571 dan 254 ppm.

Hasil analisis untuk *base metal* (Zn, Pb dan Fe) pada Tabel 4.1 pada Pb menunjukkan bahwa sampel *High Copper* memiliki kadar Pb tertinggi yaitu 479 ppm, untuk *Medium Copper* dan *Low Copper* memiliki kadar Pb masing-masing 388 dan 226 ppm. Kadar Zn tertinggi ditunjukkan oleh sampel *Medium Copper* yaitu 475, sedangkan *High Copper* dan *Low Copper* masing-masing memiliki kadar Zn 344 dan 225 ppm.

4.2. Distribusi emas pada ukuran butir

Distribusi emas pada ukuran butir sebelum melakukan penelitian dilakukan untuk mengetahui persebaran Au disetiap fraksi ukuran sebagai acuan saat melakukan penelitian ini. Distribusi emas pada ukuran butir pada *Low Copper*, *Medium Copper* dan *High Copper* masing-masing menggunakan ukuran (+106; -106 +75; -75 +45; -45 +25 dan -25) μm .

Hasil analisis distribusi emas pada ukuran butir pada sampel *Low Copper*, *Medium Copper* dan *High Copper* pada ukuran (+106, -106 +75, -75 +45, -45 +25 dan -25) μm dapat dilihat pada Tabel 4.2, 4.3 dan 4.4. Dari analisis tersebut dapat dilihat kadar dan distribusi emas pada setiap ukuran butir. Sampel emas yang terdistribusi paling besar, yaitu pada ukuran -25 μm untuk *High Copper* sebesar 36,2%, *Medium Copper* sebesar 50,1% dan *Low Copper* sebesar 37,2%.

Tabel 4. 2

Distribusi emas pada ukuran butir *Low Copper*

Ukuran Ayakan	Berat (gram)	Au		% Au
		ppm	mg	
+106	117,5	8,14	0,96	22,8
-106 +75	49,4	7,75	0,38	9,1
-75 +45	39,4	4,14	0,16	3,9
-45 +25	19,5	57,90	1,13	27,0
-25	265	5,87	1,56	37,2
Total	490,8		4,19	100,0

Tabel 4. 3
Distribusi emas pada ukuran butir Medium Copper

Ukuran Ayakan	Berat (gram)	Au		% Au
		ppm	mg	
+106	65,7	8,63	0,57	10,4
-106 +75	42,5	10	0,43	7,8
-75 +45	59,7	14,8	0,88	16,3
-45 +25	45,5	18,4	0,84	15,4
-25	254,4	10,7	2,72	50,1
Total	467,8		5,43	100,0

Tabel 4. 4
Distribusi emas pada ukuran butir High Copper

Ukuran Ayakan	Berat (gram)	Au		% Au
		ppm	mg	
+106	52,5	35,6	1,87	11,8
-106 +75	97,8	38,1	3,73	23,5
-75 +45	53,7	54	2,90	18,3
-45 +25	54,6	29,9	1,63	10,3
-25	270	21,3	5,75	36,2
Total	528,6		15,88	100,0

Pada sampel *Low Copper* distribusi emas paling sedikit berada pada ukuran -75 +45 μm yaitu sebesar 3,9% dan disusul pada ukuran -106 +75 μm sebesar 9,1%. *Medium Copper* paling sedikit jumlah distribusi emas terdapat pada ukuran -106 +75 μm yaitu sebesar 7,8% lalu disusul oleh ukuran +106 sebesar 10,4%. Pada sampel *High Copper* distribusi emas paling sedikit terdapat pada ukuran -45 +25 μm sebesar 10,3% dan disusul pada ukuran +106 μm sebesar 11,8%. Dapat disimpulkan bahwa sampel *High Copper*, *Medium Copper* dan *Low Copper* dikategorikan sebagai bijih *free milling* yaitu berada di fraksi ukuran yang halus.

4.3. Leaching Variasi Ukuran Butir

Pada *leaching* variasi ukuran butir ini menggunakan dua variasi yaitu 45 μm dan 75 μm yang akan diuji pada sampel *Low Copper*, *Medium Copper* dan *High Copper* menggunakan *bottle roller* selama 48 jam untuk mengetahui perbandingan hasil persen ekstraksi di setiap sampel yang melihat pada perbedaan ukuran butir. Hasil persen ekstraksi dapat dilihat pada Tabel 4.5.

Tabel 4. 5
 Hasil Analisis Persen Ekstraksi Variasi Ukuran Butir

Sampel	Ukuran Butir (μm)	Persen Ekstraksi (%)		
		Au	Ag	Cu
Low Copper	45	98,31	91,46	8,47
	75	96,70	91,34	7,11
Medium Copper	45	97,25	88,84	8,60
	75	96,29	86,84	7,75
High Copper	45	98,41	88,15	9,79
	75	97,35	85,73	8,43

Hasil persen *recovery* Tabel 4.5 pada variasi ukuran butir pada masing-masing sampel, didapatkan persen *recovery* tertinggi pada ukuran butir 45 μm dengan *recovery* Cu yang rendah.

4.4. *Leaching* Variasi Konsentrasi Sianida

Leaching variasi konsentrasi sianida menggunakan konsentrasi 750 ppm yang dipertahankan pada konsentrasi 500 ppm dan menggunakan 1500 ppm yang dipertahankan pada konsentrasi 1000 ppm pada masing-masing sampel. *Leaching* ini dilakukan selama 48 jam untuk mengetahui persen ekstraksi pada masing-masing variasi konsentrasi sianida yang digunakan pada setiap jenis sampel. Persen ekstraksi variasi konsentrasi sianida dapat dilihat pada Tabel 4.6.

Tabel 4. 6
 Persen Esktraksi Variasi Konsentrasi Sianida

Sampel	Konesntrasi NaCN (ppm)	Persen Ekstraksi (%)		
		Au	Ag	Cu
Low Copper	750	97,73	91,46	8,47
	1500	98,09	92,06	8,64
Medium Copper	750	97,25	88,84	8,60
	1500	97,36	90,26	8,65
High Copper	750	98,41	87,95	9,68
	1500	98,54	92,24	10,75

Pada Tabel 4.6, didapatkan hasil analisis persen *recovery* pada masing-masing sampel dengan variasi konsentrasi sianida. Persen *recovery* tertinggi, didapatkan pada konsentrasi sianida 1500 ppm.

4.5. *Leaching* Variasi Konsentrasi Oksigen Terlarut

Pada *leaching* variasi konsentrasi oksigen terlarut menggunakan konsentrasi 9-12 ppm dan 17-20 ppm pada masing-masing jenis sampel dengan waktu *leaching* 48 jam. Hasil persen ekstraksi *leaching* variasi konsentrasi oksigen terlarut dapat dilihat pada Tabel 4.7.

Tabel 4. 7
Persen Ekstraksi Variasi Konsentrasi Oksigen Terlarut

Sampel	Konesntrasi DO (ppm)	Persen Ekstraksi (%)		
		Au	Ag	Cu
Low Copper	9-12	97,73	90,69	8,47
	17-20	97,91	91,42	9,60
Medium Copper	9-12	97,25	88,76	8,67
	17-20	97,68	88,76	10,16
High Copper	9-12	97,91	88,07	9,60
	17-20	98,56	88,35	9,68

Pada Tabel 4.7, hasil persen *recovery* dengan variasi konsentrasi oksigen terlarut 17-20 ppm lebih tinggi dibandingkan konsentrasi oksigen terlarut 9-12 ppm.

4.6. Analisis *Preg Robbing*

Analisis *preg robbing* dilakukan menggunakan empat variasi konsentrasi pada masing-masing sampel yaitu, 0, 1, 3 dan 5 ppm yag mana 0 ppm sebagai *base line* dalam analisis *preg robbing* agar mengetahui sifat *preg robbing* yang ada dalam bijih tersebut. Hasil analisis *preg robbing* pada sampel *Low Copper*, *Medium Copper* dan *High Copper* dapat dilihat pada Tabel 4.8, Tabel 4.9 dan Tabel 4.10.

Tabel 4. 8
Hasil Analisis *Preg Robbing Low Copper*

Waktu (menit)	Gradien	% PR	P-Value	Alpha	Analisis
15	0,97	4	0,86	0,5	Tidak signifikan
30	0,92	9	0,84		Tidak signifikan
60	0,87	13	0,98		Tidak signifikan
120	0,84	16	0,83		Tidak signifikan
1440	0,93	7	0,95		Tidak signifikan

Pada Tabel 4.8 dapat dilihat bahwa pada waktu 1440 menit, persen *preg robbing* yang didapat, yaitu hanya 7 %. Persen *preg robbing* sempat mencapai 16%, pada menit 60, tetapi mengalami penurunan yang signifikan pada waktu 1440 menit.

Tabel 4. 9
Hasil Analisis *Preg Robbing Medium Copper*

Waktu (menit)	Gradien	% PR	P-Value	Alpha	Analisis
15	0,99	1	0,90	0,5	Tidak signifikan
30	0,99	1	0,85		Tidak signifikan
60	0,94	6	0,83		Tidak signifikan
120	0,99	1	0,83		Tidak signifikan
1440	0,94	6	0,95		Tidak signifikan

Pada Tabel 4.9 persen *preg robbing* pada sampel *Medium Copper* pada waktu 1440 menit adalah 6%. Persen *preg robbing* yang didapat pada masing-masing waktu cukup sedikit, kurang dari 10%.

Tabel 4. 10
Hasil Analisis *Preg Robbing High Copper*

Waktu (menit)	Gradien	% PR	P-Value	Alpha	Analisis
15	0,99	1	0,95	0,5	Tidak signifikan
30	0,99	1	1,00		Tidak signifikan
60	0,98	2	0,82		Tidak signifikan
120	0,89	11	1,00		Tidak signifikan
1440	0,96	4	0,79		Tidak signifikan

Tabel 4.10 menunjukkan nilai persen *preg robbing* cukup rendah pada menit 1440, yaitu 4%. Pada menit 120 sempat mengalami kenaikan menjadi 11%.

4.7. *Carbon in Leach (CIL)*

Pada percobaan *Carbon in Leach* ini menggunakan sampel *Low Copper*, *Medium Copper* dan *High Copper*. Metode yang digunakan yaitu *bottle roll test* menggunakan persen padatan 43% dengan pH 10,5 dan konsentrasi oksigen terlarut 9-12 ppm. Karbon aktif ditambahkan sebanyak 30 gram dengan waktu pelindian selama 8, 24 dan 48 jam untuk membandingkan persen adsorpsi karbon aktif dan

persen ekstraksi dari proses *carbon in leach* ini. Hasil dari *carbon in leach* ini dapat dilihat pada Tabel 4.11, 4.12 dan 4.13.

Tabel 4. 11
Hasil Analisis Persen *Recovery Low Copper Carbon In Leach*

Waktu	Persen Adsorpsi (%)			Persen Ekstraksi (%)		
	Au	Ag	Cu	Au	Ag	Cu
8	100	90	29	98,2	89,2	6,3
24	100	100	40	98,2	91,4	7,0
48	100	100	43	98,1	91,4	8,1

Tabel 4. 12
Hasil Analisis Persen *Recovery Medium Copper Carbon In Leach*

Waktu	Persen Adsorpsi (%)			Persen Ekstraksi (%)		
	Au	Ag	Cu	Au	Ag	Cu
8	100	99	22	97,5	91,8	6,1
24	100	100	24	97,4	92,5	7,4
48	100	100	30	97,8	93,3	7,9

Tabel 4. 13
Hasil Analisis Persen *Recovery High Copper Carbo In Leach*

Waktu	Persen Adsorpsi (%)			Persen Ekstraksi (%)		
	Au	Ag	Cu	Au	Ag	Cu
8	99	98	17	97,9	87,4	6,7
24	100	99	34	98,9	90,8	8,8
48	100	99	32	99,0	92,4	9,0

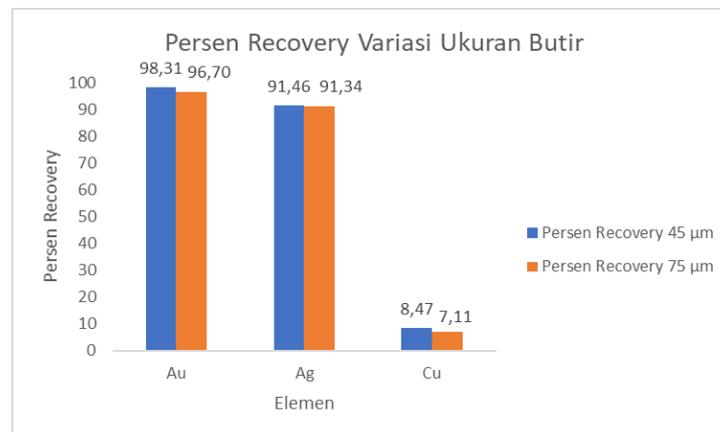
Pada Tabel 4.11, 4.12 dan 4.13 dapat dilihat hasil analisis persen *recovery* dan persen adsorpsi pada proses sianidasi bijih emas kaya tembaga. Persen *recovery* pada masing-masing sampel terbilang tinggi yaitu lebih dari 98% dengan persen adsorpsi mencapai 100% menggunakan metode *carbon in leach*.

BAB V PEMBAHASAN

Dalam bab ini dibahas hasil karakterisasi awal dan performa bijih emas kaya tembaga pada proses sianidasi. Karakterisasi awal meliputi *head assay*, distribusi ukuran emas dan sifat *preg robbing*. Performa dalam proses sianidasi ini meliputi variasi ukuran butir, konsentrasi sianida dan konsentrasi *oksigen terlarut*.

5.1 Analisis *Leaching* Variasi Ukuran Butir

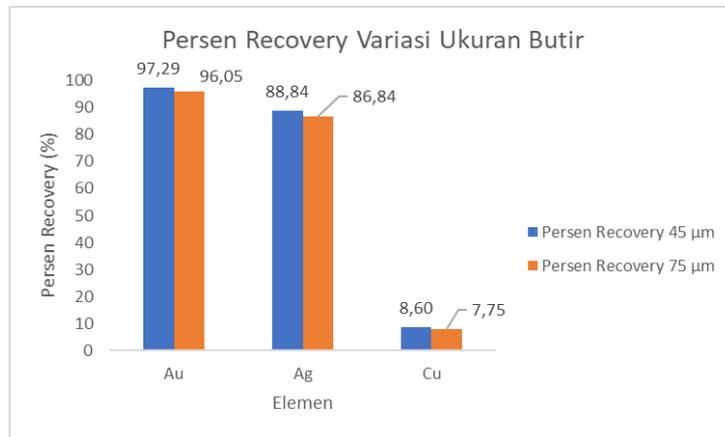
Hasil pelindian untuk variasi ukuran butir pada sampel *Low Copper*, *Medium Copper*, dan *High Copper* yang ditunjukkan pada Tabel 4.5, yaitu setiap sampel memiliki nilai persen ekstraksi Au, Ag dan Cu tertinggi pada ukuran butir 45 μm . Grafik perbandingan analisis persen ekstraksi *Low Copper*, *Medium Copper*, dan *High Copper* ukuran butir 45 μm dan 75 μm pada masing-masing sampel dapat dilihat pada Gambar 5.1, 5.2 dan 5.3.



Gambar 5. 1
Grafik Persen *Recovery* Variasi Ukuran Butir Sampel *Low Copper*

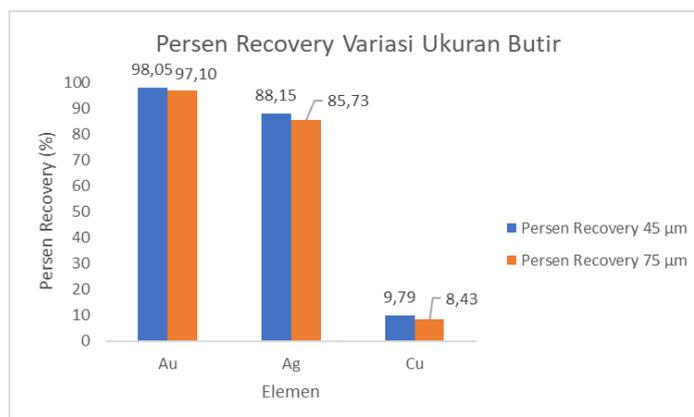
Pada Gambar 5.1 dapat dilihat bahwa hasil persen *recovery* Au, Ag, dan Cu *Low Copper* pada ukuran butir 45 μm lebih tinggi dibandingkan persen *recovery* pada ukuran 75 μm . Dengan nilai persen *recovery* Au ukuran 45 μm , yaitu 98,31% yang mana lebih tinggi dibandingkan dengan ukuran 75 μm , yaitu 96,70%. Pada

Ag dan Cu jug memiliki persen *recovery* lebih tinggi pada ukuran butir 45 μm .
 Persen Cu yang didapat cukup rendah, yaitu kurang dari 10%.



Gambar 5. 2
 Grafik Persen *Recovery* Variasi Ukuran Butir Sampel *Medium Copper*

Dalam grafik yang ditunjukkan pada Gambar 5.2 dapat dilihat bahwa hasil persen *recovery* *Medium Copper* pada ukuran butir 45 μm dan 75 μm . Pada ukuran butir 45 μm nilai Au lebih tinggi dibandingkan persen *recovery* pada ukuran 75 μm . Pada ukuran butir 45 μm nilai Au lebih tinggi dibandingkan persen *recovery* pada ukuran 75 μm . Dengan nilai persen *recovery* ukuran 45 μm yaitu 97,29 %, dan persen ekstraksi 75 μm 96,05%. Pada Ag persen *recovery* yang didapat cukup tinggi, pada ukuran 45 μm lebih tinggi dibandingkan dengan 75 μm . Persen *recovery* Cu terbilang cukup rendah yaitu kurang dari 10% dengan hasil persen *recovery* 45 μm lebih tinggi.



Gambar 5. 3
 Grafik Persen *Recovery* Variasi Ukuran Butir Sampel *High Copper*

Dalam grafik yang ditunjukkan pada Gambar 5.3 dapat dilihat persen *recovery High Copper* pada ukuran butir 45 μm dan 75 μm . Persen *recovery Au* pada ukuran butir 45 μm lebih tinggi dibandingkan persen ekstraksi pada ukuran 75 μm . Dengan nilai persen *recovery* ukuran 45 μm , yaitu 98,05%. Persen *recovery* 75 μm 97,10%. Persen *recovery Ag* dan *Cu* pun juga memiliki hasil yang lebih tinggi pada ukuran 45 μm dibanding 75 μm .

Tabel 5. 1
Konsumsi Sianida dan Konsumsi Kapur Variasi Ukuran Butir

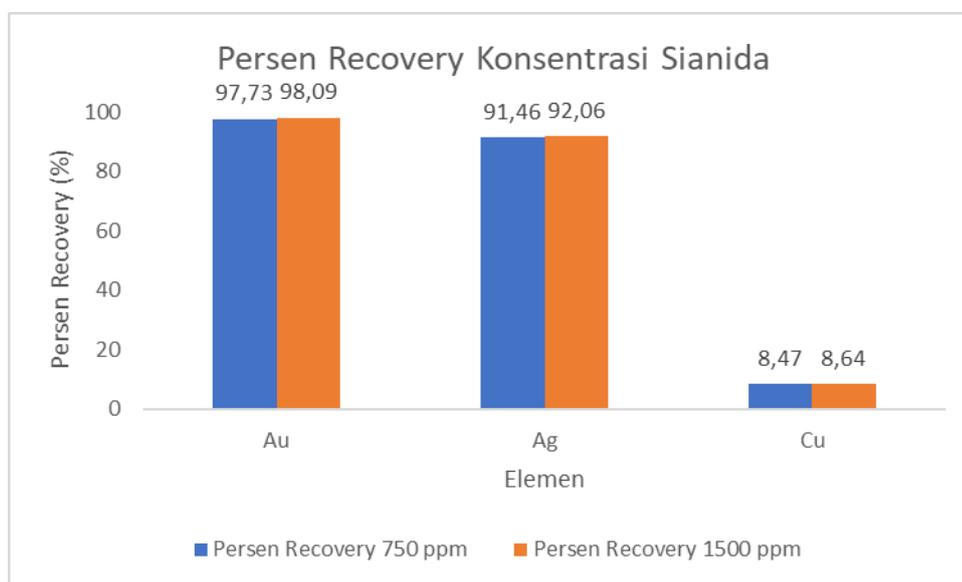
Sampel	Ukuran Butir	Konsumsi Sianida (kg/t)	Konsumsi Kapur (kg/t)
Low Copper	45 μm	0,47	0,94
	75 μm	0,48	0,29
Medium Copper	45 μm	0,59	0,64
	75 μm	0,60	0,55
High Copper	45 μm	0,80	1,38
	75 μm	0,75	1,04

Pada saat *sampling* dilakukan titrasi dan pengecekan pH untuk mempertahankan konsentrasi sianida dan pH sesuai dengan parameter. Dilihat pada Tabel 5.1, bahwa pada ukuran butir 45 μm mengkonsumsi sianida lebih sedikit dibandingkan dengan ukuran butir 75 μm pada sampel *Low Copper* dan *Medium Copper* sedangkan pada sampel *High Copper* konsumsi sianida pada 45 μm lebih banyak daripada 75 μm . Hal ini disebabkan karena pada ukuran butir yang halus memiliki luas permukaan yang tinggi, sehingga dalam penyerapan sianida akan lebih banyak dibandingkan dengan ukuran butir yang lebih besar. Hasil yang diperoleh pun lebih besar. Sampel *Low Copper* dan *Medium Copper* tidak sesuai dikarenakan pada saat titrasi salah dalam pembacaan. Pada konsumsi kapur, dapat dilihat bahwa pada ukuran butir 45 μm mengkonsumsi lebih banyak dibandingkan dengan 75 μm , hal ini dikarenakan pada sampel 45 μm memiliki pH awal yang lebih asam dibandingkan 75 μm . pH yang asam dapat mengkonsumsi sianida berlebih karena asam yang bereaksi dengan sianida.

Dalam proses pelindian, semakin kecil ukuran butir yang digunakan sebagai umpan dalam proses pelindian maka akan semakin tinggi hasil persen ekstraksi yang akan di dapat, dikarenakan partikel yang halus memberikan luas permukaan kontak yang lebih besar saat proses pelindian dan juga mengurangi jarak penetrasi

yang dibutuhkan sianida untuk melarutkan emas (Nkosikhona Hlabangana, 2018). Semakin halus ukuran butiran, maka derajat liberasi dan luas permukaan efektif semakin besar sehingga makin besar kesempatan atau kontak antara permukaan butiran dengan larutan. Pada waktu ke-32 sampai ke-48 konsentrasi sianida ini mengalami konstan, hal ini disebabkan karena mengalami kejenuhan pada *solvent* yang akan berkontak langsung dengan *slurry* emas (Zakir Sabara, 2017).

5.2 Analisis *Leaching* Variasi Konsentrasi Sianida

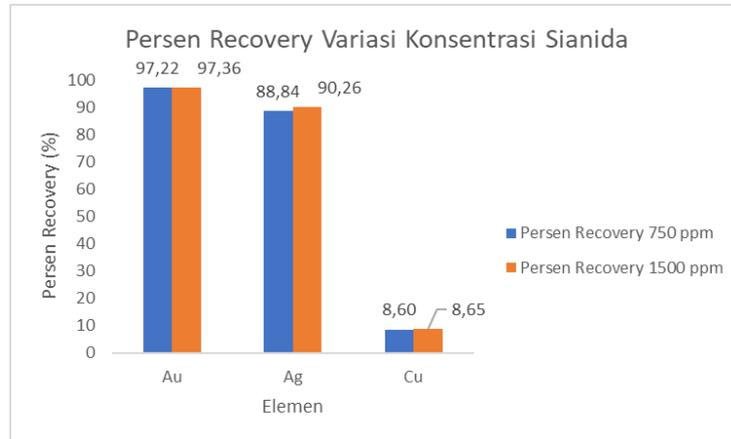


Gambar 5. 4
Grafik Persen *Recovery* Sampel *Low Copper* Variasi Konsentrasi Sianida

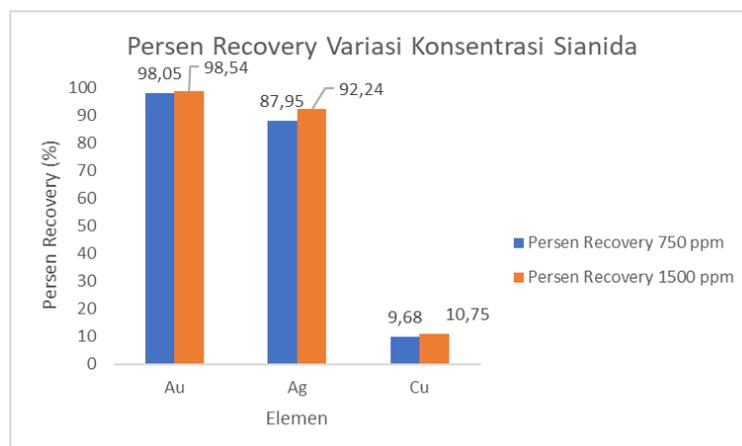
Menurut grafik pada Gambar 5.4, menunjukkan bahwa persen *recovery* variasi konsentrasi sianida pada sampel *Low Copper* didapat paling tinggi pada konsentrasi 1500 ppm dibanding 750 ppm tetapi tidak terlalu signifikan. Persen *recovery* pada konsentrasi 1500 ppm, yaitu 98,09 % dan persen ekstraksi pada konsentrasi 750 ppm, yaitu 97,73 %. Persen *recovery* Ag dan Cu pada konsentrasi 1500 ppm juga lebih tinggi dibanding dengan konsentrasi 750 ppm.

Menurut grafik pada Gambar 5.5, ditunjukkan bahwa persen *recovery* Au variasi konsentrasi sianida pada sampel *Medium Copper* didapat paling tinggi pada konsentrasi 1500 ppm dibanding 750 ppm. Persen ekstraksi pada konsentrasi 1500 ppm sampel *Medium Copper*, yaitu 97,22 %. Persen ekstraksi pada konsentrasi 750

ppm *Medium Copper*, yaitu 97,36 %. Pada Ag dan Cu paling tinggi juga terdapat pada konsentrasi 1500 ppm.



Gambar 5. 5
Grafik Persen *Recovery* Sampel *Medium Copper* Variasi Konsentrasi Sianida



Gambar 5. 6
Grafik Persen *Recovery* Sampel *High Copper* Variasi Konsentrasi Sianida

Menurut grafik pada Gambar 5.6, ditunjukkan bahwa persen *recovery* Au variasi konsentrasi sianida pada sampel *High Copper* yang didapat paling tinggi pada konsentrasi 1500 ppm dibanding 750 ppm. Persen *recovery* Au pada konsentrasi 1500 ppm, yaitu 98,54 % dan persen *recovery* pada konsentrasi 750 ppm, yaitu 98,05 %.

Masing-masing sampel memiliki hasil persen *recovery* yang tinggi pada konsentrasi sianida 1500 ppm dan dipertahankan pada konsentrasi 1000 ppm, namun tidak terlalu signifikan dengan hasil persen *recovery* pada konsentrasi 750

ppm. Hal ini dikarenakan, emas memiliki titik jenuh terhadap *solvent* sehingga persen *recovery* yang didapatkan tidak jauh berbeda. *Solvent* hanya memiliki keefektifan pada jam 2 sampai jam 8, maka dengan konsentrasi yang sangat tinggi tidak begitu memiliki perbedaan yang signifikan.

Menurut (P. Ling V. G. Papangelakis, 1996) konsentrasi sianida merupakan salah satu parameter yang penting dalam pelindian. Proses pelindian emas menggunakan konsentrasi sianida yang tinggi tidak begitu menghasilkan persen ekstraksi yang signifikan. Menurut (Uçurum, 2015) tingkat *recovery* emas akan meningkat seiring meningkatnya konsentrasi sianida, tetapi jika konsentrasi sianida melebihi 600 ppm maka hasil *recovery* emas tidak bergantung dengan konsentrasi sianida. Di dalam konsentrasi tertentu, semakin tinggi konsentrasi sianida dari larutan, makin besar kelarutan emas serta jumlah pengotor (*impurities*) lainnya sehingga akan sedikit menghambat (Zakir Sabara, 2017).

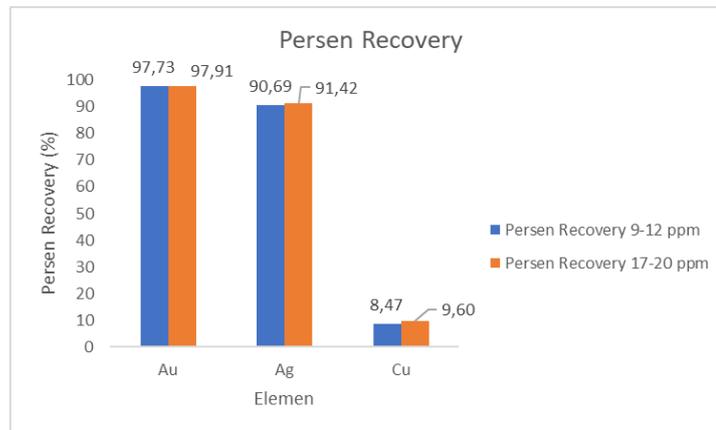
Tabel 5. 2
Konsumsi Sianida dan Konsumsi Kapur Variasi Konsentrasi Sianida

Sampel	Konsentrasi Sianida (ppm)	Konsumsi Sianida (kg/t)	Konsumsi Kapur (kg/t)
Low Copper	750	0,48	0,95
	1500	0,96	0,84
Medium Copper	750	0,60	0,65
	1500	1,05	0,58
High Copper	750	0,80	1,44
	1500	1,22	2,22

Pada Tabel 5.2 dapat dilihat konsumsi sianida dan konsumsi kapur pada masing masing sampel dengan variasi konsentrasi sianida. Konsumsi sianida pada konsentrasi 1500 lebih banyak dibandingkan dengan konsentrasi 750 ppm. Hal ini disebabkan karena pada awal pelindian sianida bekerja secara optimal dan bereaksi dengan emas yang sudah terliberasi sehingga emas sudah terekspos dan memudahkan reaksi antara emas dan sianida.

5.3 Analisis *Leaching* Variasi Konsentrasi Oksigen terlarut

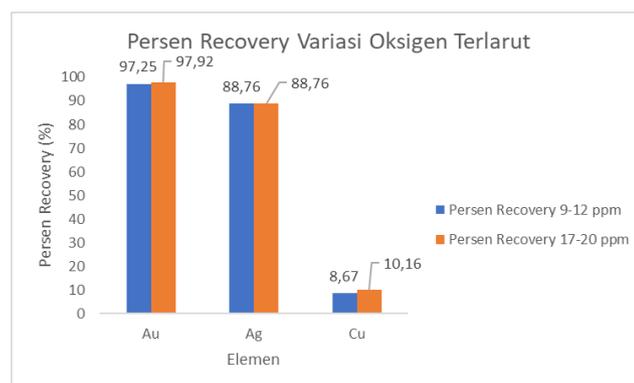
Setelah melakukan penelitian, dilakukan analisis untuk mengetahui pengaruh konsentrasi oksigen terlarut terhadap ekstraksi bijih emas kaya tembaga dengan sampel *Low Copper*, *Medium Copper* dan *High Copper*. Analisis dapat dilihat pada Gambar 5.7, 5.8 dan 5.9.



Gambar 5.7

Grafik Persen *Recovery* Sampel *Low Copper* Variasi Konsentrasi Oksigen Terlarut

Grafik pada Gambar 5.7 ditunjukkan bahwa hasil persen *recovery* pada variasi konsentrasi oksigen terlarut sampel *Low Copper* tidak memiliki hasil yang signifikan antara konsentrasi 9-12 ppm dan 17-20 ppm. Pada konsentrasi 9-12 ppm memiliki nilai persen *recovery* 97,73 %, sedangkan untuk konsentrasi 17-20 ppm memiliki nilai persen *recovery* 97,91% yang mana persen ekstraksi konsentrasi 17-20 ppm memiliki hasil yang lebih tinggi dibanding konsentrasi 9-12 ppm.

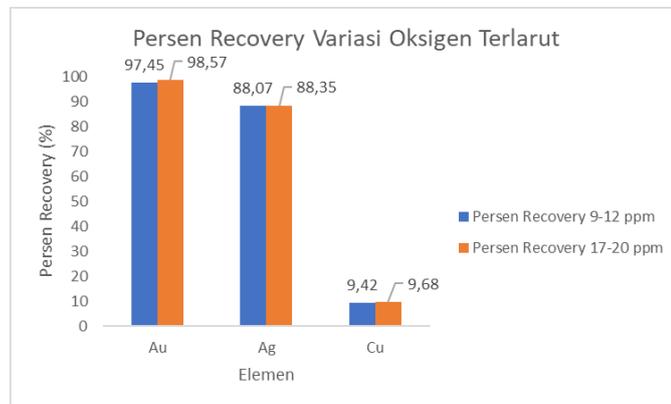


Gambar 5.8

Grafik Persen *Recovery* Sampel *Medium Copper* Variasi Konsentrasi Oksigen Terlarut

Grafik pada Gambar 5.8 ditunjukkan bahwa hasil persen *recovery* pada variasi konsentrasi oksigen terlarut sampel *Medium Copper* Memiliki hasil pada konsentrasi 9-12 ppm lebih rendah dibandingkan konsentrasi 17-20 ppm. Pada

konsentrasi 9-12 ppm memiliki nilai persen *recovery* 97,25 %, sedangkan untuk konsentrasi 17-20 ppm memiliki nilai persen ekstraksi 97,92 %.



Gambar 5.9

Grafik Persen *Recovery* Sampel *High Copper* Variasi Konsentrasi Oksigen Terlarut

Grafik pada Gambar 5.9 ditunjukkan bahwa hasil persen *recovery* variasi konsentrasi oksigen terlarut sampel *High Copper* memiliki persen *recovery* yang tinggi pada konsentrasi 17-20 ppm dibandingkan 9-12 ppm. Persen *recovery* pada konsentrasi oksigen terlarut 9-12 ppm memiliki nilai persen *recovery* 97,45% dan konsentrasi oksigen terlarut 17-20 ppm memiliki nilai persen *recovery* 97,45 %.

Tinggi nya persen *recovery* pada konsentrasi oksigen terlarut 17-20 ppm pada masing-masing, dikarenakan oksigen terlarut merupakan katalisator dalam proses sianidasi. Oksigen terlarut yang tinggi akan cepat dalam menaikkan nilai persen *recovery*. Dalam penelitian digunakan H_2O_2 , hal ini efektif dalam proses sianidasi karena oksigen dapat langsung direduksi menjadi ion hidroksida, bukan ke H_2O_2 .

Menurut (Senanayake, 2004), Dalam penambahan oksigen ke dalam slurry akan meningkatkan persen ekstraksi emas. Konsentrasi oksigen terlarut yang tinggi akan meningkatkan kinetika pelindian emas dan mengurangi waktu tinggal dalam proses pelindian Peningkatan oksigen terlarut yang berlebih juga tidak disarankan terhadap Ag karena dapat menurunkan nilai persen ekstraksi Ag dan dapat menyebabkan pasivasi permukaan emas-perak oleh pembentukan lapisan oksida.

Tabel 5. 3
Konsumsi Sianida dan Konsumsi Kapur Variasi Konsentrasi Oksigen Terlarut

Sampel	Konsentrasi Oksigen Terlarut (ppm)	Konsumsi Sianida (kg/t)	Konsumsi Kapur (kg/t)
Low Copper	9-12	1,05	0,95
	17-20	0,57	1,04
Medium Copper	9-12	0,60	0,65
	17-20	0,71	0,79
High Copper	9-12	0,80	1,44
	17-20	0,68	1,53

Pada Tabel 5.3 menunjukkan jumlah konsumsi sianida dan kapur. Pada konsentrasi oksigen terlarut 17-20 ppm, mengkonsumsi sianida lebih sedikit dibandingkan dengan konsentrasi 9-12 ppm. Konsumsi sianida yang lebih sedikit ini dikarenakan pada proses pelindian emas, jika konsentrasi oksigen terlarut rendah maka sianida sebagai pengatur di dalam proses pelindian.

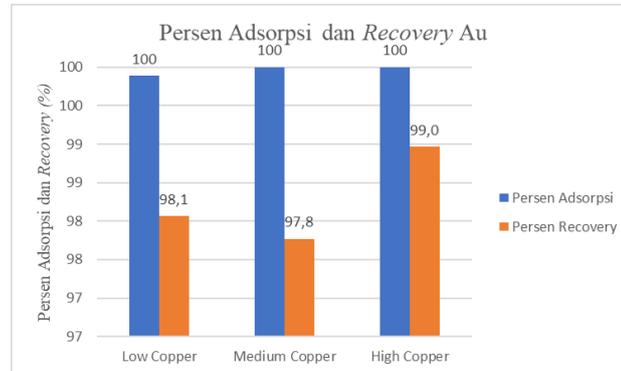
5.4 Analisis *Carbon in Leach* (CIL)

Penelitian mengenai *Carbon in Leach* didapatkan analisis mengenai persen adsorbs karbon dan persen *recovery* emas. Sebelum melakukan uji *carbon in leach*, dilakukan *preg robbing test* terlebih dahulu untuk mengetahui *carboniseous material* yang terdapat dalam bijih. Seperti yang terdapat pada Tabel 4.8, 4.9 dan 4.10 mengenai analisis *preg robbing* pada sampel *Low Copper*, *Medium Copper* dan *High Copper*.

Pada masing-masing sampel dalam pengujian *preg robbing*, sampel ditambahkan larutan standar emas dan dengan *base line* sebagai acuan dalam uji ini. Konsentrasi 1 ppm, 3 ppm dan 5 ppm memiliki hasil persen *preg robbing* kurang dari 10%, yang mana bisa dikatakan rendah. Setelah melakukan *preg robbing test*, hasil kadar emas dianalisa menggunakan ANOVA *single factor*. Hasil Analisa menggunakan ANOVA *single factor* pada masing-masing sampel, yaitu tidak signifikan. Bisa dikatakan bahwa *carboniseous material* pada masing-masing sampel tidak mempengaruhi proses *leaching* metode *carbon in leach*.

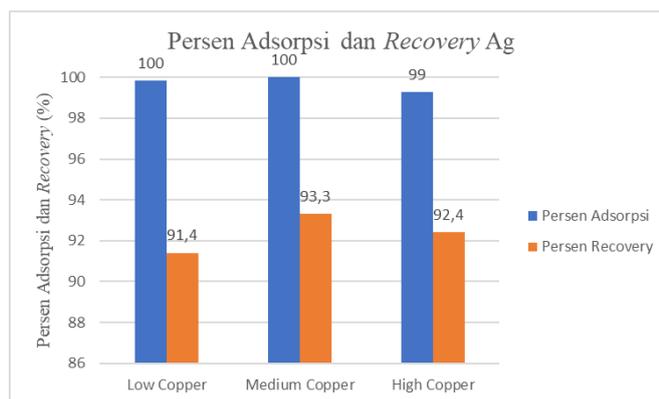
Dapat dilihat pada Gambar 5.10 yang menunjukkan hasil persen adsorpsi dan ekstraksi Au pada proses *carbon in leach* pada *Low Copper*, *Medium Copper* dan *High Copper* nilai persen adsorpsi Au karbon pada semua sampel menunjukkan 100 % adsorpsi, yang berarti Au pada larutan teradsorpsi sempurna oleh karbon.

Nilai persen ekstraksi Au sampel *Low Copper* yaitu 98,1 %, *Medium Copper* 97,8 % dan *High Copper* 99 %.

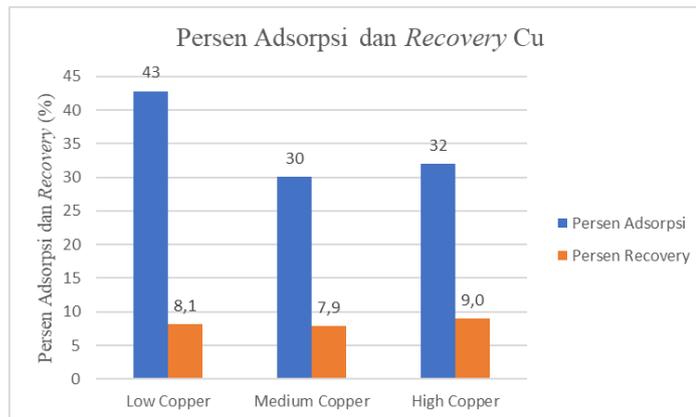


Gambar 5. 10
Grafik Persen Adsorpsi dan Ekstraksi Au oleh Karbon

Nilai persen adsorpsi dan persen ekstraksi Ag yang ditunjukkan oleh grafik pada Gambar 5.11, menjelaskan bahwa adsorpsi Ag dengan karbon aktif pada sampel *Low Copper* dan *Medium Copper* teradsorpsi sempurna yaitu mencapai 100 %, sedangkan pada sampel *High Copper* mencapai 99 %. Hasil persen ekstraksi Ag oleh karbon aktif pada sampel *Low Copper* didapatkan 91,4 %, pada *Medium Copper* didapatkan 93,3 % dan *High Copper* didapatkan 92,4%



Gambar 5. 11
Grafik Persen Adsorpsi dan Ekstraksi Ag oleh Karbon



Gambar 5. 12
Grafik Persen Adsorpsi dan Ekstraksi Cu oleh Karbon

Gambar 5.12 menunjukkan hasil persen adsorpsi dan persen ekstraksi Cu oleh karbon aktif, yang mana nilai adsorpsi Cu tertinggi yaitu pada sampel *Low Copper* sebanyak 43 %, persen adsorpsi *Medium Copper* yaitu 30 % dan persen adsorpsi Cu *High Copper* yaitu 32 %. Cu yang terekstraksi oleh karbon aktif relatif rendah, pada sampel *Low Copper* persen ekstraksi Cu yang didapat yaitu 8,1 %, nilai persen ekstraksi *Medium Copper* didapat 7,9 % dan nilai persen ekstraksi *High Copper* didapat 9,0 %.

Dalam penelitian didapatkan persen ekstraksi dan persen adsorpsi yang tinggi, persen ekstraksi Au yang didapatkan rata-rata 98% yang mana metode *carbon in leach* terbukti efektif untuk bijih emas kaya tembaga, karena persen Cu yang terekstrak pun kecil yaitu kurang dari 10%. Persen ekstraksi Au yang tinggi dikarenakan karbon aktif memiliki iodine untuk menyerap logam-logam dan juga selektif terhadap *base metal*, dilihat dalam deret volta potensial teradsorb $Au > Ag > Cu$, sehingga potensial Cu teradsorb oleh karbon aktif paling sedikit. Bisa dikatakan bahwa jenis tembaga yang ada didalam bijih merupakan kalkopirit, dikarenakan hasil *recovery* Cu kurang dari 10%. Walaupun jumlah kadar tembaga dalam bijih tinggi, tetapi dalam bentuk kalkopirit maka tidak memberikan dampak yang besar dalam proses sianidasi emas.

Temperatur yang digunakan mengikuti suhu ruang, dikarenakan pada temperatur tinggi potensial penyerapan oleh karbon aktif akan berkurang karena reaksi yang terjadi yaitu eksoterm antara ion kalsium emas dengan sianida

(Marsden J, 1992). Maka dari itu menurut (Daniel, 2012) semakin rendah temperature maka membuat kapasitas penyerapan pada karbon aktif semakin besar. Menurut (Lima, 2007), karbon aktif terbukti dapat memaksimalkan *recovery* dan mengurangi adanya kehilangan emas pada proses pelindian. Proses adsorpsi menggunakan karbon aktif lebih efisien dalam proses sianidasi emas.

BAB VI

KESIMPULAN

6.1. Kesimpulan

Dari hasil penelitian dan pembahasan yang telah dilakukan, dapat disimpulkan bahwa:

1. Ukuran butir mempengaruhi hasil persen ekstraksi Au. Hasil persen *recovery* Au ukuran butir 45 μm pada *Low Copper*, *Medium Copper* dan *High Copper* adalah 97,73%; 97,25% dan 98,41%. Hasil persen *recovery* Au ukuran butir 75 μm , yaitu *Low Copper* 96,70%; *Medium Copper* 96,29% dan *High Copper* 97,35%. Membuktikan bahwa semakin kecil ukuran butir dalam proses pelindian maka hasil persen ekstraksi akan semakin tinggi.
2. Konsentrasi sianida mempengaruhi hasil dari persen ekstraksi Au. Pada konsentrasi 750 ppm hasil persen ekstraksi Au *Low Copper* 97,73%; *Medium Copper* 97,25% dan *High Copper* 98,41%. Konsentrasi sianida 1500 ppm Au *Low Copper* 98,09%; *Medium Copper* 97,36% dan *High Copper* 98,54%. Semakin tinggi konsentrasi sianida yang digunakan, maka semakin tinggi *recovery* emas pada proses pelindian.
3. Konsentrasi oksigen terlarut mempengaruhi hasil persen ekstraksi pada Au. Hasil persen ekstraksi Au pada konsentrasi 9-12 ppm *Low Copper* 97,73%; *Medium Copper* 97,25% dan *High Copper* 98,41%. Persen ekstraksi Au pada konsentrasi oksigen terlarut 17-20 ppm *Low Copper* 97,83%; *Medium Copper* 97,68% dan *High Copper* 98,56%. Semakin tinggi konsentrasi oksigen terlarut dalam proses pelindian, maka semakin tinggi pula hasil persen ekstraksi Au.
4. Pada metode *Carbon in Leach* persen ekstraksi Au pada sampel *Low Copper*, *Medium Copper* dan *High Copper* yang dihasilkan tinggi. Persen ekstraksi Au *Low Copper* 98,1%; *Medium Copper* 97,8% dan *High Copper* 99%. Hasil persen ekstraksi menggunakan karbon aktif ini cukup efektif dalam pengolahan bijih emas kaya tembaga karena hasil persen ekstraksi Au yang didapat tinggi

dan Cu yang rendah karena karbon aktif selektif terhadap *base metal* sehingga Au dapat terekstrak dengan baik, dengan adsorpsi emas oleh karbon aktif lebih dari 98%.

6.2. Saran

Adapun saran dari penelitian yang telah dilakukan pada penelitian selanjutnya, yaitu konsentrasi sianida dan konsentrasi oksigen terlarut yang digunakan sebaiknya menggunakan *range* yang lebih jauh agar mendapatkan perbedaan yang signifikan.

DAFTAR PUSTAKA

- Amanida Meta Raifidia, P. d. (2020). Analisis Recovery Emas Hasil Pulverized Bottle Roll Test terhadap Bijih Emas Transisi Kandungan Tembaga Tinggi di PT Bumi Suksesindo Kabupaten Banyuwangi Provinsi Jawa Timur. *Prosiding Teknik Pertambangan*, 50-58.
- Amri Aji, S. B. (2017). Pengaruh Waktu Ekstraksi dan Konsentrasi HCl untuk Pembuatan Pektin dan Kulit Jeruk Bali. *Jurnal Teknologi Kimia Unimal*, 33-44.
- B. Ghobadi, M. N. (2014). Optimization of cyanidation parameters to increase the capacity of Aghdarre gold mill. *Journal of Mining & Environment*, 121-128.
- Beay, W. J. (2011). Analisis Pengolahan Bijih Emas dengan Menggunakan Cara Pelindian Sianidasi (Leaching) dengan Variabel Grindsize % Solid dan Penambahan Viskosity Modiiifer (BO 919) di PT. Nusa Halmahera Minerals Propinsi Maluku Utara. *Jurusan Teknik Pertambangan UMMU*, 41-52.
- C.P.K. Dagadu, E. A. (2011). Radiotracer investigation in gold leaching tank. *Elsevier*, 156-161.
- Daniel. (2012). Analisa Pengaruh Perubahan Temperatur terhadap Proses Adsorpsi dan Kapasitas Penyerapan Hidrogen pada Karbon Aktif Granula Berbahan Dasar Batu Bara. *Universitas Indonesia*, 1-75.
- Diantoro, Y. (2010). *Emas : Investasi & Pengolahannya*. Jakarta: Gramedia Pustaka Utama.
- Eko Sulistiyono, A. B. (2016). Potensi Pemanfaatan Limbah Pengolahan Emas Proses Heap Leaching. *LIPI*, 1-7.
- Fergus, J. W. (2011). Oxide Materials for High Temperature Thermoelectric Energy Conversion. *Elsevier*, 525-540.
- Hedenquist, N. C. (1995). Epithermal Gold Deposits Styles Characteristic and Exploration. *SEG Newsletter*, 2-9.
- Kwadwo Asare Osseo-Asare, P. M. (1984). Carbonaceous matter in gold ores : isolation, characterization and adsorption behavior in aurocyanide solutions. *All Science Journal Classification (ASJC) codes*, 125-144.

- Ladeira, R. S. (2019). Reduction of preg-robbing activity of carbonaceous gold ores with the utilization of surface blinding additives. *Elsevier*, 313-320.
- Lima, L. R. (2007). A dynamic model of the gold leaching and adsorption on activated carbon process. *Brazilian Journal of Chemical Engineering*, 126-139.
- Lucas, J. (1985). Gold Mineral Facts and Problems. *United State Dept of the Interior, Bureau of Mines Preprint from Bulletin.*, 1-6.
- M. Beyuo, G. B.-W. (2016). A Comparative Study of Sodium Cyanide and Jinchuan™ Gold Leaching Reagents: A Case Study at Goldfields Ghana Limited. *A Case Study at Goldfields Ghana Limited 4th UMaT Biennial International Mining and Mineral Conference*, 1-5.
- Marsden J, H. (1992). *The Chemistry of Gold Extraction*. London, UK: Ellis Horwood.
- Mohamed Edahbi, R. M.-B. (2019). CIL Gold Loss Characterization within Oxidized Leach Tails: Creating a Synergistic Approach between Mineralogical Characterization, Diagnostic Leach Tests, and Preg-Robbing Tests. *Multidisciplinary Digital Publishing Institute*, 1-18.
- Monhemius, F. H. (2018). Industrial Application of Ammonia Assisted Cyanide Leaching for Copper-Gold Ores. *Anglo Asian Mining plc, Baku, Azerbaijan*, 1-16.
- Mubarok, M. W. (2017). Studi Recovery Tembaga dari Limbah Elektrolit Pemurnian Perak Menggunakan Proses Ekstraksi Pelarut Electrowinning dengan Mextral 5640H Sebagai Ekstraktan [Study of Copper Recovery from Spent Ekstraktan [Study of Copper Recovery from Spent Using Mextral 56. *LIPI*, 9-20.
- Mubarok, W. P. (2016). Perilaku Adsorpsi Emas dari Ammonium Thiosulfate dengan Karbon Aktif dan Resin Penukar Ion. *LIPI*, 69-77.
- Mujumbar, W. W. (2009). Gold Extraction and Recovery Processes. *Minerals, Metals, and Metals Technology Centre*, 2-20.
- Nkosikhona Hlabangana, S. B. (2018). Optimisation of the Leaching Parameters of a Gold Ore in Sodium Cyanide Solution. *International Journal of Engineering Research and Reviews*, 1-10.
- Nurlaila, F. d. (2013). Laporan Perbandingan Recovery Emas dengan Variabel Viscosity Modifier terhadap Recovery Emas PT Nusa Halmahera Mineral. *Jurnal Teknik Kimia Fakultas Teknologi Industri Universitas Muslim Indonesia Makassar*, 15-23.

- P. Ling V. G. Papangelakis, S. A. (1996). An Improved Rate Equation For Cyanidation Of A Gold Ore. *Elsevier Science*, 225-234.
- Rahim Esmkhani, B. G. (2013). The Effect of Increasing Capacity on Gold Recovery and Optimization of Cyanidation Parameters in Aghdarreh Gold Ore Plant . *Australian Journal of Basic and Applied Sciences*, 702-708.
- Rauf, M. R. (2017). Perbandingan Hasil Logam Emas pada Pengolahan Bijih Emas dengan Metode Sianida (Heap Leaching) Berdasarkan Perbedaan Ukuran Butir Umpan. *Prosiding Seminar Nasional XII "Rekayasa Teknologi Industri dan Informasi*, 30-35.
- Saeed Karimi Nasab, A. H. (2007). Technical Factors for Selecting Optimum Heap Leach Pad Sites. *E&MJ*, 54-59.
- Salia, R. (2012, Januari 29). *Genesa Emas*. Retrieved from Mining Blog: <http://rizto-mining.blogspot.com/2012/01/genesa-emas.html>
- Schlesinger, M. E. (2002). *Extractive Metallurgy of Copper*. Amsterdam: Elsevier.
- Senanayake, S. E. (2004). The effects of dissolved oxygen and cyanide dosage on gold extraction from a pyrrhotite-rich ore. *Elsevier*, 39-50.
- Shamsuddin, M. (2021). *Physical Chemistry of Metallurgical Processes, Second Edition*. Cham: Springer Nature Switzerland AG.
- Siti, N. d. (2016). *Proses Pengolahan Bijih Emas (Ore) Menjadi Dore Bullion di PT. Cibaliung Sumberdaya*. Bandung : Jurusan Teknik Kimia Pliteknik Negeri Bandung.
- Suprpto, C. F. (2010). Pengaruh Penambahan H₂O₂ pada Sianidasi Emas dari Mineral. *Jurusan Kimia ITNY*, 1-7.
- Tapilatu, D. I. (2012, Januari 29). Genesa Dan Kelimpahan Mineral Logam Emas, Dan Genesa Dan Kelimpahan Mineral Logam Emas, Dan Absorbtion Spectrophotometry (Aas), Di Daerah Sangon, Kabupaten Kulonprogo, Propinsi Diy. *Jurnal Teknologi*, 163-171.
- Tykodi, R. (1990). In Prise of Thiosulphate. *Journal of Chemical Education*, 146-148.
- Uçurum, O. B. (2015). Investigation of the Cyanide Leaching Optimization for Ultra-fine Grinding Gold-silver Ore. *Particulate Science and Technology*, 1-28.
- Yaser Kianinia, M. R. (2018). Predicting Cyanide Consumption in Gold Leaching: A Kinetic and Thermodynamic Modeling Approach. *MDPI*, 1-13.

Zakir Sabara, L. I. (2017). Ekstraksi Emas Dari Biji Emas Dengan Sianida Dan Oksigen Dengan Metode Ekstraksi Padat-Cair. *Journal Of Chemical Process Engineering*, 12-15.

LAMPIRAN

LAMPIRAN A

DAFTAR ISTILAH

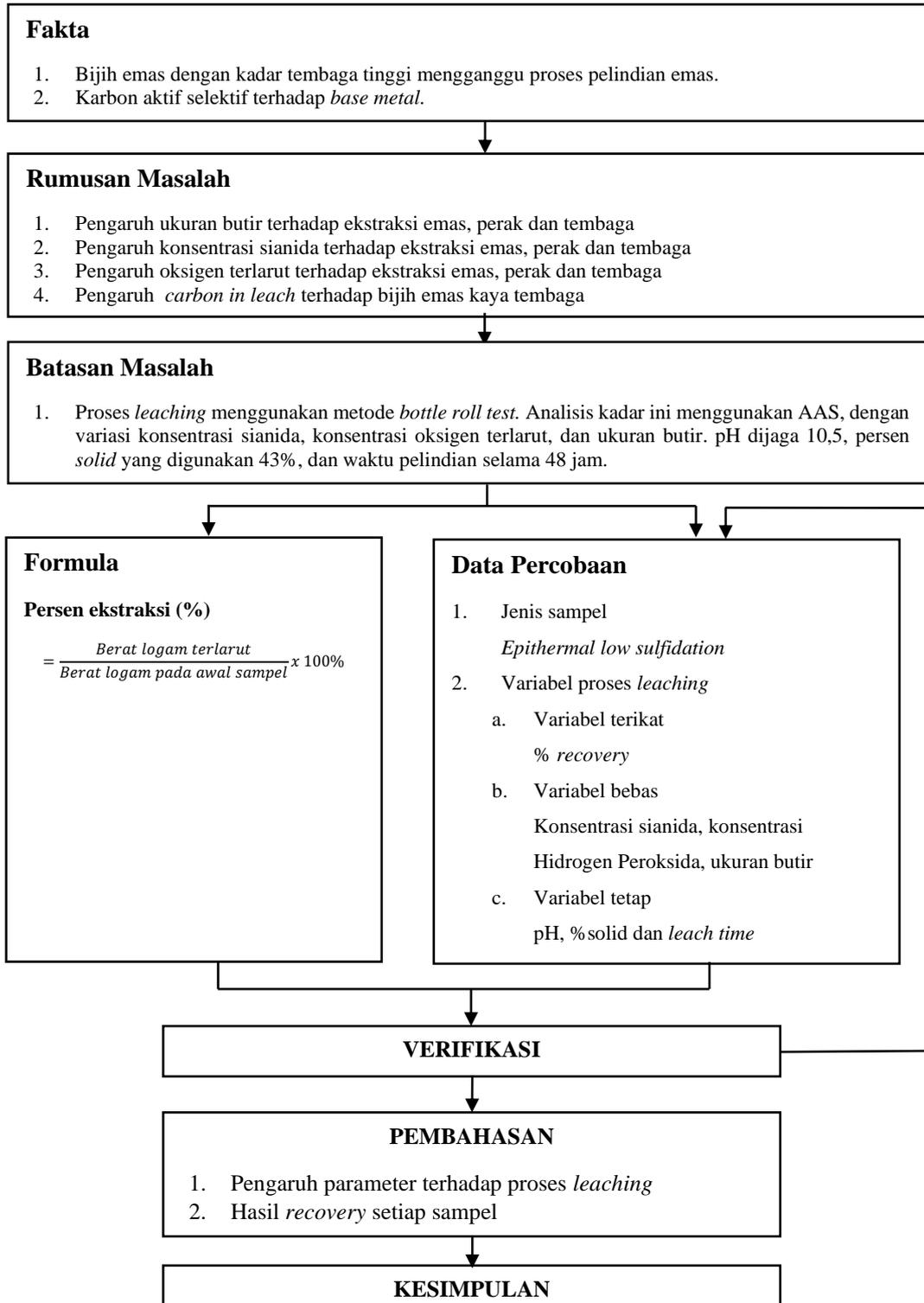
Dalam penelitian ini terdapat beberapa istilah-istilah yang sulit dipahami untuk memudahkan pemahaman, berikut penjelasan singkat mengenai istilah-istilah yang digunakan:

1. *Pregnant solution* : Larutan kaya hasil pelindian
2. *Slurry* : Lumpur
3. *Size by size* : Distribusi emas pada ukuran butir tertentu
4. *Head grade* : Kandungan awal logam sebelum dilakukan suatu *treatment*
5. *Calculated headgrade* : Kandungan akhir logam setelah dilakukan *trearment* tertentu
6. *Dissolved oxygen* : Oksigen terlarut
7. *Head assay* : Kandungan unsur atau senyawa tertentu dalam bahan baku yang akan diolah
8. *Leaching time* : Waktu pelindian
9. CN : Sianida
10. *Pulverized* : Penghancuran
11. P80 : P80 merupakan ukuran partikel dimana 80% dari mineral atau bahan galian dapat melewati ayakan
12. Ppm : Satuan konsentrasi ppm (parts per million, "bagian per sejuta") adalah satuan yang dipakai sebagai satuan nirdimensi yang berasal dari pecahan yang sangat kecil. $(\text{massa zat terlarut (mg)}) \div (\text{volume larutan (L)})$
13. μm : Ukuran panjang yang paling sering digunakan untuk menggambarkan ukuran partikel kecil, Mikrometer didefinisikan sebagai sepersejuta meter
14. *Fire assay* : Suatu cara atau metode kuantitatif dalam kimia analitik untuk menentukan kadar logam mulia seperti emas, perak, dan golongan platina dalam suatu batuan atau produk metalurgis yang ditentukan

melalui ekstraksi dengan cara peleburan dan menggunakan pereaksi kimia kering

15. *Slag* : Produk sampingan atau ampas menyerupai batu kaca yang tersisa setelah logam yang diinginkan telah dipisah dari bijih bahan baku logam tersebut
16. *Button* : Kumpulan logam yang telah terpisah dari pengotornya
17. *Tail* : Pengotor

LAMPIRAN B
SKEMA METODOLOGI PENELITIAN



;LAMPIRAN C

HASIL PENGUJIAN DAN GRAFIK

A. Hasil Pengujian

1. *Head assay*

Tabel C. 1

Head Assay Low Copper, Medium Copper dan High Copper

Elemen	Satuan	Sampel		
		Low Copper	Medium Copper	High Copper
Au	ppm	11,3	11,8	31
Ag	ppm	6,4	12,2	18,7
Cu	ppm	254	571	1040
Pb	ppm	226	388	479
Zn	ppm	225	475	344
Fe	%	3,63%	3,34%	3,48%

2. Distribusi emas pada ukuran butir tertentu (*size by size*)

Tabel C. 2
Size by Size Low Copper

Fraksi Ukuran	Berat Tertampung	Berat Tertampung Kumulatif	% (+)	% (+) K	% (-) K	Au					Ag					Cu					Log Fraction	Log %cum pass
	gr	gr				ppm	mg	%	%(+)K	%(-)K	ppm	mg	%	%(+)K	%(-)K	ppm	mg	%	%(+)K	%(-)K		
106	117,5	117,5	23,94051	23,94051	76,05949	8,14	0,95645	22,84324	22,84324	77,15676	2,9	0,023606	1,730073	1,730073	98,26993	67,5	0,54945	2,679441	2,679441	97,32056	2,025306	1,881153
75	49,4	166,9	10,0652	34,0057	65,9943	7,75	0,38285	9,143743	31,98698	68,01302	2,2	0,01705	1,249587	2,97966	97,02034	92	0,713	3,477007	6,156449	93,84355	1,875061	1,819506
45	39,4	206,3	8,02771	42,03341	57,96659	4,14	0,163116	3,895758	35,88274	64,11726	1,5	0,00621	0,455128	3,434788	96,56521	84	0,34776	1,695882	7,852331	92,14767	1,653213	1,763178
25	19,5	225,8	3,973105	46,00652	53,99348	57,9	1,12905	26,9655	62,84824	37,15176	22,3	1,29117	94,62927	98,06406	1,935943	293	16,9647	82,72986	90,58219	9,417813	1,39794	1,732341
-25	265	490,8	53,99348	100	0	5,87	1,55555	37,15176	100	0	4,5	0,026415	1,935943	100	0	329	1,93123	9,417813	100	0		
	490,8		100				4,187016	100				1,364451					20,50614					

Tabel C. 3
Size by Size Medium Copper

Fraksi Ukuran	Berat Tertampung	Berat Tertampung Kumulatif	% (+)	% (+) K	% (-) K	Au					Ag					Cu					Log Fraction	Log %cum pass
	gr	gr				ppm	mg	%	%(+)K	%(-)K	ppm	mg	%	%(+)K	%(-)K	ppm	mg	%	%(+)K	%(-)K		
106	65,7	65,7	14,04446	14,04446	85,95554	8,63	0,566991	10,43254	10,43254	89,56746	2,9	0,025027	4,742684	4,742684	95,25732	67,5	0,582525	4,997116	4,997116	95,00288	2,025306	1,934274
75	42,5	108,2	9,085079	23,12954	76,87046	10	0,425	7,81993	18,25247	81,74753	2,2	0,022	4,169059	8,911743	91,08826	92	0,92	7,892101	12,88922	87,11078	1,875061	1,885759
45	59,7	167,9	12,76186	35,89141	64,10859	14,8	0,88356	16,25736	34,50983	65,49017	1,5	0,0222	4,20696	13,1187	86,8813	84	1,2432	10,66463	23,55385	76,44615	1,653213	1,806916
25	45,5	213,4	9,726379	45,61779	54,38221	18,4	0,8372	15,40434	49,91417	50,08583	22,3	0,41032	77,75674	90,87545	9,124554	293	5,3912	46,24771	69,80156	30,19844	1,39794	1,735457
-25	254,4	467,8	54,38221	100	0	10,7	2,72208	50,08583	100	0	4,5	0,04815	9,124554	100	0	329	3,5203	30,19844	100	0		
	467,8		100				5,434831	49,91417				0,527697					11,65723					

Tabel C. 4
Size by Size High Copper

Fraksi Ukuran	Berat Tertampung	Berat Tertampung Kumulatif	%(+)	%(+) K	%(-) K	Au					Ag					Cu					Log Fraction	Log %cum pass
	gr	gr				ppm	mg	%	%(+)K	%(-)K	ppm	mg	%	%(+)K	%(-)K	ppm	mg	%	%(+)K	%(-)K		
106	52,5	52,5	9,931896	9,931896	90,0681	35,6	1,869	11,77062	11,77062	88,22938	2,9	0,10324	10,01669	10,01669	89,98331	67,5	2,403	9,167347	9,167347	90,83265	2,025306	1,954571
75	97,8	150,3	18,5017	28,4336	71,5664	38,1	3,72618	23,4668	35,23742	64,76258	2,2	0,08382	8,132495	18,14918	81,85082	92	3,5052	13,3722	22,53954	77,46046	1,875061	1,854709
45	53,7	204	10,15891	38,59251	61,40749	54	2,8998	18,26241	53,49982	46,50018	1,5	0,081	7,858889	26,00807	73,99193	84	4,536	17,30466	39,8442	60,1558	1,653213	1,788221
25	54,6	258,6	10,32917	48,92168	51,07832	29,9	1,63254	10,28144	63,78126	36,21874	22,3	0,66677	64,69224	90,70031	9,299686	293	8,7607	33,42171	73,26591	26,73409	1,39794	1,708237
-25	270	528,6	51,07832	100	0	21,3	5,751	36,21874	100	0	4,5	0,09585	9,299686	100	0	329	7,0077	26,73409	100	0		
	528,6		100				15,87852	100				1,03068					26,2126					

3. Hasil pengujian variasi ukuran butir

Tabel C. 5
Hasil Perhitungan Persen Ekstraksi 45 µm Low Copper

Time hours	Reagent Addition			V sample out ml	V solution in bottle ml	% Solid	Reagents						Solution			Extracted Metals			Cummulative Extracted							
	H ₂ O ₂ ml	NaCN gr	Lime gr				NaCN		pH		DO		Au ppm	Ag ppm	Cu ppm	Au ug	Ag ug	Cu ug	Au %	Ag %	Cu %					
							Before	After	Before	After	Before	After														
0	0,35	1,24	0,69	--	1.597	43	750	600	8,9	10,5	6,1	9,3														
2	0,30	0,00	0,13	55	1.617	43	575	600	10,3	10,5	6,2	9,9	9,04	4,20	11,30	14613	6789	18266	89,1	75,3	5,9					
4	0,35	0,00	0,09	55	1.609	43	565	600	10,4	10,5	4,3	9,2	9,58	4,80	12,90	15911	7954	21378	97,0	88,2	7,0					
8	0,35	0,00	0,09	56	1.600	43	540	600	10,4	10,5	4,5	10,6	9,70	5,00	12,70	16542	8494	21648	100,9	94,2	7,1					
24	0,35	0,00	0,07	55	1.598	43	500	600	10,4	10,5	4,7	10,6	8,90	4,70	12,90	15785	8283	22650	96,2	91,8	7,4					
32	0,35	0,73	0,08	59	1.603	43	47	600	10,4	10,5	5,4	11,0	9,02	4,50	13,40	16512	8245	24227	100,7	91,4	7,9					
48	--			--	1.600	43	440		10,5		5,2		8,40	4,30	14,20	16029	8179	26262	97,7	90,7	8,6					
Total	2,05	1,97	1,14	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--
NaCN in Final Solution		0,70		--	--	--	--	--	--	--	--	--	Tail Assays, ppm			0,31	0,7	234,00	--	--	--					
Reagent Consumption:				--	--	--	--	--	--	--	--	--	Avg. Tails, ug:			372	840	280800	--	--	--					
Sodium Cyanide, kg/t:				--	--	--	--	--	--	--	--	--	Calc. Head, ug:			16401	9019	307062	--	--	--					
Hydrated lime, kg/t:				--	--	--	--	--	--	--	--	--	Extracted, %:			97,7	90,7	8,6	--	--	--					

Tabel C. 6
Hasil Perhitungan Persen Ekstraksi 75 μm Low Copper

Time hours	Reagent Addition			V sample out ml	V solution in bottle ml	% Solid	Reagents						Solution			Extracted Metals			Cummulative Extracted		
	H ₂ O ₂	NaCN	Lime				NaCN		pH		DO		Au	Ag	Cu	Au	Ag	Cu	Au	Ag	Cu
	ml	gr	gr	Before	After		Before	After	Before	After	ppm	ppm	ppm	ug	ug	ug	%	%	%		
0	0,45	1,24	0,07	--	1.601	43	750	600	8,9	10,5	5,6	11,8									
2	0,35	0,00	0,04	50	1.626	42	580	600	10,4	10,5	5,7	10,2	7,58	3,70	10,50	12327	6017	17075	86,4	72,3	5,5
4	0,35	0,00	0,05	52	1.596	43	560	600	10,4	10,5	4,8	10,3	9,12	4,30	11,10	14934	7047	18239	104,7	84,7	5,8
8	0,35	0,00	0,09	57	1.596	43	535	600	10,4	10,5	4,3	9,5	9,18	4,40	11,50	15501	7429	19452	108,6	89,3	6,2
24	0,35	0,00	0,05	53	1.585	43	500	600	10,4	10,5	4,4	11,4	8,72	4,30	12,10	15200	7476	20940	106,5	89,9	6,7
32	0,35	0,05	0,05	52	1.591	43	470	600	10,4	10,5	5,4	9,9	8,18	4,20	12,00	14851	7569	21489	104,1	91,0	6,9
48	--	--		--	1.583	43	455		10,5		5,0		7,28	4,10	12,00	13790	7597	22021	96,6	91,3	7,0
Total	2,20	1,29	0,35	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--
NaCN in Final Solution		0,72		--	--	--	--	--	--	--	--	--	Tail Assays, ppm			0,40	0,6	242,00	--	--	--
Reagent Consumption:				--	--	--	--	--	--	--	--	--	Avg. Tails, ug:			480	720	290400	--	--	--
Sodium Cyanide, kg/t:				--	0,48	--	--	--	--	--	--	--	Calc. Head, ug:			14270	8317	312421	--	--	--
Hydrated lime, kg/t:				--	0,29	--	--	--	--	--	--	--	Extracted, %:			96,6	91,3	7,0	--	--	--

Tabel C. 7
Hasil Perhitungan Persen Ekstraksi 45 μm Medium Copper

Time hours	Reagent Addition			V sample out ml	V solution in bottle ml	% Solid	Reagents						Solution			Extracted Metals			Cummulative Extracted		
	H ₂ O ₂	NaCN	Lime				NaCN		pH		DO		Au	Ag	Cu	Au	Ag	Cu	Au	Ag	Cu
	ml	gr	gr	Before	After		Before	After	Before	After	ppm	ppm	ppm	ug	ug	ug	%	%	%		
0	0,35	1,23	0,47	--	1.593	43	750	600	9,2	10,5	4,0	10,4									
2	0,35	0,00	0,06	48	1.612	43	545	600	10,4	10,5	5,1	10,1	7,91	5,90	25,20	12753	9513	40630	84,8	63,6	5,7
4	0,35	0,00	0,06	46	1.601	43	505	600	10,4	10,5	5,3	11,3	8,27	7,40	28,40	13619	12130	46675	90,6	81,2	6,6
8	0,35	0,06	0,08	50	1.595	43	460	600	10,4	10,5	5,0	9,7	8,31	7,50	28,90	14010	12582	48597	93,2	84,2	6,8
24	0,35	0,05	0,05	57	1.588	43	470	600	10,4	10,5	6,0	11,1	9,09	7,40	31,90	15611	12750	54618	103,8	85,3	7,7
32	0,35	0,11	0,05	56	1.588	43	435	600	10,4	10,5	6,6	10,4	8,25	7,30	33,30	14792	13011	58650	98,4	87,0	8,2
48	--			--	1.589	43	470		10,5		4,3		7,85	7,20	34,20	14625	13266	61971	97,3	88,8	8,7
Total	2,10	1,45	0,76	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--	
NaCN in Final Solution		0,75		--	--	--	--	--	--	--	--	--	Tail Assays, ppm			0,34	1,4	542,00	--	--	--
Reagent Consumption:				--	--	--	--	--	--	--	--	--	Avg. Tails, ug:			408	1680	650400	--	--	--
Sodium Cyanide, kg/t:				--	0,59	--	--	--	--	--	--	--	Calc. Head, ug:			15033	14946	712371	--	--	--
Hydrated lime, kg/t:				--	0,64	--	--	--	--	--	--	--	Extracted, %:			97,3	88,8	8,7	--	--	--

Tabel C. 8
Hasil Perhitungan Persen Ekstraksi 75 µm *Medium Copper*

Time hours	Reagent Addition			V sample out ml	V solution in bottle ml	% Solid	Reagents						Solution			Extracted Metals			Cummulative Extracted								
	H ₂ O ₂	NaCN	Lime				NaCN		pH		DO		Au	Ag	Cu	Au	Ag	Cu	Au	Ag	Cu						
	ml	gr	gr				Before	After	Before	After	Before	After	ppm	ppm	ppm	ug	ug	ug	%	%	%						
0	0,35	1,23	0,36	--	1.591	43	750	600	9,4	10,5	6,1	11,3															
2	0,45	0,00	0,07	57	1.603	43	555	600	10,4	10,5	4,3	9,2	7,63	5,70	23,90	12229	9136	38307	73,3	58,4	5,4						
4	0,35	0,00	0,06	55	1.599	43	500	600	10,4	10,5	6,4	10,5	8,93	7,00	28,40	14712	11517	46768	88,1	73,6	6,5						
8	0,40	0,08	0,08	53	1.590	43	450	600	10,4	10,5	4,5	9,4	9,52	7,60	28,80	16063	12794	48716	96,2	81,7	6,8						
24	0,35	0,06	0,04	58	1.586	43	465	600	10,4	10,5	4,7	9,1	8,91	7,40	29,50	15557	12845	51223	93,2	82,1	7,2						
32	0,35	0,10	0,06	54	1.585	43	440	600	10,4	10,5	5,9	9,2	8,88	7,40	29,50	16018	13267	52904	96,0	84,7	7,4						
48	--			--	1.577	43	470		10,4				8,63	7,10	29,70	16033	13135	54580	96,0	83,9	7,6						
Total	2,25	1,46	0,66	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--	
NaCN in Final Solution		0,74		--	--	--	--	--	--	--	--	--	--														
Reagent Consumption:																											
Sodium Cyanide, kg/t:							0,60	--	--	--	--	--	--	--													
Hydrated lime, kg/t:							0,55	--	--	--	--	--	--	--													
															Tail Assays, ppm	0,55	2,1	551,00	--	--	--						
															Avg. Tails, ug:	660	2520	661200	--	--	--						
															Calc. Head, ug:	16693	15655	715780	--	--	--						
															Extracted, %:	96,0	83,9	7,6	--	--	--						

Tabel C. 9
Hasil Perhitungan Persen Ekstraksi 45 µm *High Copper*

Time hours	Reagent Addition			V sample out ml	V solution in bottle ml	% Solid	Reagents						Solution			Extracted Metals			Cummulative Extracted									
	H ₂ O ₂	NaCN	Lime				NaCN		pH		DO		Au	Ag	Cu	Au	Ag	Cu	Au	Ag	Cu							
	ml	gr	gr				Before	After	Before	After	Before	After	ppm	ppm	ppm	ug	ug	ug	%	%	%							
0	0,40	1,24	1,18	--	1.597	43	750	500	8,6	10,5	4,2	11,4																
2	0,40	0,07	0,08	58	1.622	43	455	500	10,4	10,5	4,7	9,6	19,30	8,10	48,40	31305	13138	78505	82,4	60,1	6,1							
4	0,40	0,10	0,09	56	1.621	43	440	500	10,4	10,5	5,5	10,9	21,60	9,70	54,00	36139	16196	90357	95,1	74,1	7,0							
8	0,40	0,07	0,13	57	1.619	43	455	500	10,3	10,5	5,8	11,6	24,30	10,20	60,90	41668	17526	104422	109,7	80,2	8,1							
24	0,40	0,09	0,09	55	1.619	43	445	500	10,4	10,5	5,4	10,8	22,60	10,80	63,20	40301	19079	111617	106,1	87,3	8,7							
32	0,45	0,12	0,07	57	1.625	42	425	500	10,4	10,5	5,0	10,1	22,10	10,30	67,40	40861	18922	122277	107,6	86,6	9,5							
48					1.623	43	455		10,4				19,20	10,20	70,50	37386	19334	131070	98,4	88,5	10,2							
Total	2,45	1,70	1,65	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--
NaCN in Final Solution		0,74		--	--	--	--	--	--	--	--	--	--															
Reagent Consumption:																												
Sodium Cyanide, kg/t:							0,80	--	--	--	--	--	--	--														
Hydrated lime, kg/t:							1,38	--	--	--	--	--	--	--														
															Tail Assays, ppm	0,50	2,1	966,00	--	--	--							
															Avg. Tails, ug:	600	2520	1159200	--	--	--							
															Calc. Head, ug:	37986	21854	1290270	--	--	--							
															Extracted, %:	98,4	88,5	10,2	--	--	--							

Tabel C. 10
 Hasil Perhitungan Persen Ekstraksi 75 µm High Copper

Time hours	Reagent Addition			V sample out ml	V solution in bottle ml	% Solid	Reagents						Solution			Extracted Metals			Cummulative Extracted								
	H ₂ O ₂ ml	NaCN gr	Lime gr				NaCN		pH		DO		Au ppm	Ag ppm	Cu ppm	Au ug	Ag ug	Cu ug	Au %	Ag %	Cu %						
							Before	After	Before	After	Before	After															
0	0,40	1,23	0,91	--	1.591	43	750	500	8,9	10,5	5,5	10,7															
2	0,40	0,03	0,05	58	1.614	43	480	500	10,4	10,5	4,6	9,3	17,10	7,30	46,50	27596	11781	75042	69,6	53,0	5,7						
4	0,40	0,08	0,06	58	1.619	43	450	500	10,4	10,5	4,9	10,0	19,80	9,60	51,10	33054	15969	85443	83,3	71,9	6,5						
8	0,40	0,13	0,12	55	1.611	43	420	500	10,3	10,5	4,9	9,9	22,00	10,70	52,40	37582	18218	90077	94,7	82,0	6,9						
24	0,40	0,07	0,05	57	1.615	43	455	500	10,5	10,5	4,8	9,7	22,30	11,00	56,30	39356	19329	99445	99,2	87,0	7,6						
32	0,45	0,12	0,06	58	1.612	43	430	500	10,4	10,5	5,7	9,1	22,00	10,40	57,90	40092	18964	105104	101,1	85,3	8,0						
48	--	--	--	--	1.623	43	475	--	10,5	--	5,7	--	20,10	9,90	59,10	38516	18865	111018	97,1	84,9	8,5						
Total	2,45	1,67	1,24	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--			
NaCN in Final Solution	0,77	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--			
Reagent Consumption:							--	--	--	--	--	--	--	Tail Assays, ppm			0,96	2,8	996,00	--	--	--					
Sodium Cyanide, kg/t:							0,75	--	--	--	--	--	--	--	Avg. Tails, ug:			1152	3360	1195200	--	--	--				
Hydrated lime, kg/t:							1,04	--	--	--	--	--	--	--	Calc. Head, ug:			39668	22225	1306218	--	--	--				
																Extracted, %:			97,1	84,9	8,5	--	--	--			

4. Hasil pengujian variasi konsentrasi sianida

Tabel C. 11
 Hasil Persen Ekstraksi 750 ppm Low Copper

Time hours	Reagent Addition			V sample out ml	V solution in bottle ml	% Solid	Reagents						Solution			Extracted Metals			Cummulative Extracted								
	H ₂ O ₂ ml	NaCN gr	Lime gr				NaCN		pH		DO		Au ppm	Ag ppm	Cu ppm	Au ug	Ag ug	Cu ug	Au %	Ag %	Cu %						
							Before	After	Before	After	Before	After															
0	0,35	1,24	0,69	--	1.597	43	750	600	8,9	10,5	6,1	9,3															
2	0,30	0,00	0,13	55	1.617	43	575	600	10,3	10,5	6,2	9,9	9,04	4,20	11,30	14613	6789	18266	89,10	75,28	5,95						
4	0,35	0,00	0,09	55	1.609	43	565	600	10,4	10,5	4,3	9,2	9,58	4,80	12,90	15911	7954	21378	97,02	88,19	6,96						
8	0,35	0,00	0,09	56	1.600	43	540	600	10,4	10,5	4,5	10,6	9,70	5,00	12,70	16542	8494	21648	100,86	94,18	7,05						
24	0,35	0,00	0,07	55	1.598	43	500	600	10,4	10,5	4,7	10,6	8,90	4,70	12,90	15785	8283	22650	96,24	91,84	7,38						
32	0,35	0,05	0,08	59	1.603	43	47	600	10,4	10,5	5,4	11,0	9,02	4,50	13,40	16512	8245	24227	100,68	91,42	7,89						
48	--	--	--	--	1.600	43	440	--	10,5	--	5,2	--	8,40	4,30	14,20	16029	8179	26262	97,73	90,69	8,55						
Total	2,05	1,28	1,14	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--		
NaCN in Final Solution	0,70	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--		
Reagent Consumption:							--	--	--	--	--	--	--	Tail Assays, ppm			0,31	0,7	234,00	--	--	--					
Sodium Cyanide, kg/t:							0,48	--	--	--	--	--	--	--	Avg. Tails, ug:			372	840	280800	--	--	--				
Hydrated lime, kg/t:							0,95	--	--	--	--	--	--	--	Calc. Head, ug:			16401	9019	307062	--	--	--				
																Extracted, %:			97,7	90,7	8,6	--	--	--			

Tabel C. 12
Hasil Persen Ekstraksi 1500 ppm *Low Copper*

Time hours	Reagent Addition			V sample out ml	V solution in bottle ml	% Solid	Reagents						Solution			Extracted Metals			Cummulative Extracted		
	H ₂ O ₂ ml	NaCN gr	Lime gr				NaCN		pH		DO		Au ppm	Ag ppm	Cu ppm	Au ug	Ag ug	Cu ug	Au %	Ag %	Cu %
							Before	After	Before	After	Before	After									
0	0,40	2,45	0,67	--	1.597	43	1.500	600	8,8	10,5	6,1	10,5	--	--	--	--	--	--	--		
2	0,30	0,00	0,08	56	1.606	43	1.170	600	10,4	10,5	5,3	10,0	10,20	4,60	10,70	16380	7387	17183	87,2	76,4	5,6
4	0,35	0,00	0,08	59	1.607	43	1.115	600	10,4	10,5	4,9	11,6	10,90	5,10	12,00	18091	8455	19887	96,3	87,5	6,5
8	0,35	0,00	0,08	56	1.605	43	1.030	600	10,4	10,5	5,0	11,6	10,90	5,10	12,70	18708	8743	21689	99,6	90,5	7,1
24	0,35	0,02	0,05	57	1.593	43	970	600	10,4	10,5	5,9	10,5	10,60	5,00	14,50	18707	8808	25113	99,6	91,1	8,2
32	0,40	0,12	0,04	58	1.597	43	985	600	10,4	10,5	5,3	9,8	10,00	4,80	14,60	18398	8794	26160	97,9	91,0	8,6
48	--	--	--	--	1.595	43	900	--	10,5	--	5,6	--	9,68	4,80	14,90	18449	9064	27457	98,2	93,8	9,0
Total	2,15	2,59	1,00	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--
NaCN in Final Solution													Tail Assays, ppm			0,28	0,5	232,00	--	--	--
Reagent Consumption:													Avg. Tails, ug:			336	600	278400	--	--	--
Sodium Cyanide, kg/t:													Calc. Head, ug:			18785	9664	305857	--	--	--
Hydrated lime, kg/t:													Extracted, %:			98,2	93,8	9,0	--	--	--

Tabel C. 13
Hasil Persen Ekstraksi 750 ppm *Medium Copper*

Time hours	Reagent Addition			V sample out ml	V solution in bottle ml	% Solid	Reagents						Solution			Extracted Metals			Cummulative Extracted		
	H ₂ O ₂ ml	NaCN gr	Lime gr				NaCN		pH		DO		Au ppm	Ag ppm	Cu ppm	Au ug	Ag ug	Cu ug	Au %	Ag %	Cu %
							Before	After	Before	After	Before	After									
0	0,35	1,23	0,48	--	1.595	43	750	600	9,2	10,5	6,0	10,3	--	--	--	--	--	--	--		
2	0,35	0,00	0,05	57	1.604	43	545	600	10,4	10,5	5,4	9,8	7,82	5,60	25,20	12546	8984	40428	85,63	59,24	5,57
4	0,35	0,00	0,05	55	1.595	43	500	600	10,4	10,5	5,4	10,5	8,80	7,20	28,70	14484	11805	47219	98,86	77,83	6,51
8	0,35	0,06	0,10	56	1.585	43	465	600	10,4	10,5	5,4	9,7	8,31	7,50	29,60	14101	12603	49931	96,25	83,10	6,89
24	0,35	0,04	0,05	58	1.581	43	475	600	10,4	10,5	6,5	11,4	9,07	7,60	32,00	15736	13152	55268	107,41	86,72	7,62
32	0,35	0,13	0,06	57	1.576	43	420	600	10,4	10,5	5,7	9,6	8,47	7,60	33,50	15272	13556	59335	104,24	89,38	8,18
48	--	--	--	--	1.572	43	465	--	10,5	--	5,8	--	7,53	7,30	33,80	14243	13486	61578	97,22	88,92	8,49
Total	2,10	1,45	0,78	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--
NaCN in Final Solution													Tail Assays, ppm			0,34	1,4	553,00	--	--	--
Reagent Consumption:													Avg. Tails, ug:			408	1680	663600	--	--	--
Sodium Cyanide, kg/t:													Calc. Head, ug:			14651	15166	725178	--	--	--
Hydrated lime, kg/t:													Extracted, %:			97,2	88,9	8,5	--	--	--

Tabel C. 14
Hasil Persen Ekstraksi 1500 ppm *Medium Copper*

Time hours	Reagent Addition			V sample out ml	V solution in bottle ml	% Solid	Reagents						Solution			Extracted Metals			Cummulative Extracted					
	H ₂ O ₂ ml	NaCN gr	Lime gr				NaCN		pH		DO		Au ppm	Ag ppm	Cu ppm	Au ug	Ag ug	Cu ug	Au %	Ag %	Cu %			
							Before	After	Before	After	Before	After												
0	0,40	2,45	0,45	--	1.594	43	1.500	600	9,4	10,5	4,9	11,3												
2	0,40	0,00	0,05	57	1.604	43	1.085	600	10,4	10,5	4,5	9,7	10,00	6,60	26,20	16035	10583	42012	95,6	69,7	5,6			
4	0,40	0,00	0,07	57	1.606	43	1.030	600	10,4	10,5	4,0	9,1	9,72	7,50	28,20	16179	12420	46780	96,4	81,8	6,3			
8	0,40	0,03	0,07	58	1.604	43	980	600	10,4	10,5	4,5	9,2	9,04	7,90	29,70	15621	13473	50731	93,1	88,8	6,8			
24	0,40	0,09	0,04	56	1.595	43	945	600	10,5	10,5	5,9	9,8	9,24	7,60	32,90	16383	13382	57289	97,7	88,2	7,7			
32	0,40	0,19	0,02	57	1.594	43	885	600	10,5	10,5	4,5	9,2	9,32	7,40	33,60	17023	13484	60228	101,5	88,8	8,1			
48	--			--	1.593	43	940		10,5		4,8		8,56	7,30	34,50	16332	13737	63536	97,4	90,5	8,5			
Total	2,40	2,76	0,70	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--	
NaCN in Final Solution				1,50	--	--	--	--	--	--	--	--	--	Tail Assays, ppm			0,37	1,2	567,00	--	--	--		
Reagent Consumption:					--	--	--	--	--	--	--	--	--	Avg. Tails, ug:			444	1440	680400	--	--	--		
Sodium Cyanide, kg/t:					1,05	--	--	--	--	--	--	--	--	Calc. Head, ug:			16776	15177	743936	--	--	--		
Hydrated lime, kg/t:					0,58	--	--	--	--	--	--	--	--	Extracted, %:			97,4	90,5	8,5	--	--	--		

Tabel C. 15
Hasil Persen Ekstraksi 750 ppm *High Copper*

Time hours	Reagent Addition			V sample out ml	V solution in bottle ml	% Solid	Reagents						Solution			Extracted Metals			Cummulative Extracted					
	H ₂ O ₂ ml	NaCN gr	Lime gr				NaCN		pH		DO		Au ppm	Ag ppm	Cu ppm	Au ug	Ag ug	Cu ug	Au %	Ag %	Cu %			
							Before	After	Before	After	Before	After												
0	0,40	1,24	1,18	--	1.597	43	750	500	8,6	10,5	4,2	11,4												
2	0,40	0,07	0,08	58	1.622	43	455	500	10,4	10,5	4,7	9,6	23,30	8,00	53,50	37793	12976	86777	80,8	61,4	6,7			
4	0,40	0,10	0,09	56	1.621	43	440	500	10,4	10,5	5,5	10,9	26,40	10,40	57,50	44154	17326	96328	94,4	82,0	7,5			
8	0,40	0,07	0,13	57	1.619	43	455	500	10,3	10,5	5,8	11,6	27,00	11,10	61,80	46540	19016	106371	99,5	90,0	8,2			
24	0,40	0,09	0,09	55	1.619	43	445	500	10,4	10,5	5,4	10,8	25,50	10,60	67,70	45651	18839	119445	97,6	89,2	9,3			
32	0,45	0,12	0,07	57	1.625	42	425	500	10,4	10,5	5,0	10,1	25,40	10,50	68,30	47036	19320	124529	100,6	91,4	9,7			
48					1.623	43	455		10,4		3,9		23,90	9,70	71,40	46018	18608	133373	98,4	88,1	10,3			
Total	2,45	1,70	1,65	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--	
NaCN in Final Solution				0,74	--	--	--	--	--	--	--	--	--	Tail Assays, ppm			0,62	2,1	964,00	--	--	--		
Reagent Consumption:					--	--	--	--	--	--	--	--	--	Avg. Tails, ug:			744	2520	1156800	--	--	--		
Sodium Cyanide, kg/t:					0,80	--	--	--	--	--	--	--	--	Calc. Head, ug:			46762	21128	1290173	--	--	--		
Hydrated lime, kg/t:					1,38	--	--	--	--	--	--	--	--	Extracted, %:			98,4	88,1	10,3	--	--	--		

Tabel C. 16
 Hasil Persen Ekstraksi 1500 ppm *High Copper*

Time hours	Reagent Addition			V sample out ml	V solution in bottle ml	% Solid	Reagents						Solution			Extracted Metals			Cummulative Extracted													
	H ₂ O ₂ ml	NaCN gr	Lime gr				NaCN		pH		DO		Au ppm	Ag ppm	Cu ppm	Au ug	Ag ug	Cu ug	Au %	Ag %	Cu %											
							Before	After	Before	After	Before	After																				
0	0,40	2,48	1,24	--	1.592	43	1.500	600	8,4	10,5	5,1	9,5																				
2	0,40	0,00	0,00	56	1.614	43	1.060	600	10,5	10,5	5,2	9,4	21,80	10,20	56,00	35194	16467	90406	80,4	73,7	7,1											
4	0,40	0,10	1,16	49	1.614	43	940	600	10,3	10,5	5,0	10,4	24,80	11,70	62,50	41248	19455	104011	94,2	87,1	8,2											
8	0,40	0,02	0,13	56	1.614	43	985	600	10,4	10,5	5,4	9,5	25,40	12,00	65,90	43439	20516	112581	99,2	91,9	8,9											
24	0,40	0,20	0,10	57	1.612	43	880	600	10,5	10,5	5,5	9,4	24,70	11,60	70,40	43662	20510	123339	99,7	91,8	9,7											
32	0,40	0,04	0,04	56	1.608	43	975	600	10,5	10,5	5,6	10,1	24,30	11,30	74,30	44343	20649	133384	101,3	92,5	10,5											
48	--			--	1.609	43	860		10,5		6,0		22,70	10,90	75,40	43160	20653	139411	98,6	92,5	11,0											
Total	2,40	2,84	2,66	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--											
NaCN in Final Solution													1,38																			
Reagent Consumption:																																
Sodium Cyanide, kg/t:													1,22	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--	Tail Assays, ppm			0,52	1,4	943,00	--	--	--
Hydrated lime, kg/t:													2,22	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--	Avg. Tails, ug:			624	1680	1131600	--	--	--
																								Calc. Head, ug:			43784	22333	1271011	--	--	--
																								Extracted, %:			98,6	92,5	11,0	--	--	--

5. Hasil pengujian variasi konsentrasi oksigen terlarut

Tabel C. 17
 Hasil Perhitungan Persen Ekstraksi 9-12 ppm *Low Copper*

Time hours	Reagent Addition			V sample out ml	V solution in bottle ml	% Solid	Reagents						Solution			Extracted Metals			Cummulative Extracted													
	H ₂ O ₂ ml	NaCN gr	Lime gr				NaCN		pH		DO		Au ppm	Ag ppm	Cu ppm	Au ug	Ag ug	Cu ug	Au %	Ag %	Cu %											
							Before	After	Before	After	Before	After																				
0	0,35	1,24	0,69	--	1.597	43	750	600	8,9	10,5	6,1	9,3																				
2	0,30	0,00	0,13	55	1.617	43	575	600	10,3	10,5	6,2	9,9	9,04	4,20	11,30	14613	6789	18266	89,10	75,28	5,95											
4	0,35	0,00	0,09	55	1.609	43	565	600	10,4	10,5	4,3	9,2	9,58	4,80	12,90	15911	7954	21378	97,02	88,19	6,96											
8	0,35	0,00	0,09	56	1.600	43	540	600	10,4	10,5	4,5	10,6	9,70	5,00	12,70	16542	8494	21648	100,86	94,18	7,05											
24	0,35	0,00	0,07	55	1.598	43	500	600	10,4	10,5	4,7	10,6	8,90	4,70	12,90	15785	8283	22650	96,24	91,84	7,38											
32	0,35	0,05	0,08	59	1.603	43	47	600	10,4	10,5	5,4	11,0	9,02	4,50	13,40	16512	8245	24227	100,68	91,42	7,89											
48	--			--	1.600	43	440		10,5		5,2		8,40	4,30	14,20	16029	8179	26262	97,73	90,69	8,55											
Total	2,05	1,28	1,14	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--											
NaCN in Final Solution													0,70																			
Reagent Consumption:																																
Sodium Cyanide, kg/t:													0,48	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--	Tail Assays, ppm			0,31	0,7	234,00	--	--	--
Hydrated lime, kg/t:													0,95	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--	Avg. Tails, ug:			372	840	280800	--	--	--
																								Calc. Head, ug:			16401	9019	307062	--	--	--
																								Extracted, %:			97,7	90,7	8,6	--	--	--

Tabel C. 18
 Hasil Perhitungan Persen Ekstraksi 17-20 ppm *Low Copper*

Time hours	Reagent Addition			V sample out ml	V solution in bottle ml	% Solid	Reagents						Solution			Extracted Metals			Cumulative Extracted					
	H ₂ O ₂ ml	NaCN gr	Lime gr				NaCN		pH		DO		Au ppm	Ag ppm	Cu ppm	Au ug	Ag ug	Cu ug	Au %	Ag %	Cu %			
							Before	After	Before	After	Before	After												
0	1,20	1,24	0,71	--	1.600	43	750	600	8,9	10,5	5,8	17,4												
2	1,30	0,00	0,11	57	1.615	43	605	600	10,4	10,5	6,5	19,2	9,15	3,80	9,60	14781	6139	15508	83,2	73,2	5,1			
4	1,30	0,00	0,08	57	1.616	43	505	600	10,4	10,5	6,6	19,7	9,36	4,30	11,20	15650	7167	18650	88,1	85,4	6,2			
8	1,30	0,09	0,13	56	1.612	43	445	600	10,3	10,5	6,3	17,5	9,81	4,50	12,10	16865	7714	20686	94,9	91,9	6,9			
24	1,30	0,07	0,05	56	1.616	43	460	600	10,5	10,5	6,0	19,7	9,33	4,60	14,30	16678	8145	24966	93,9	97,1	8,3			
32	1,30	0,08	0,18	57	1.618	43	450	600	10,3	10,5	6,0	19,9	8,97	4,00	15,30	16639	7443	27416	93,7	88,7	9,1			
48	--			--	1.618	43	490		10,5		6,1		9,12	4,00	15,70	17393	7671	28936	97,9	91,4	9,6			
Total	7,70	1,47	1,25	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--			
NaCN in Final Solution													Tail Assays, ppm			0,31			0,6			227,00		
Reagent Consumption:													Avg. Tails, ug:			372			720			272400		
Sodium Cyanide, kg/t:													Calc. Head, ug:			17765			8391			301336		
Hydrated lime, kg/t:													Extracted, %:			97,9			91,4			9,6		

Tabel C. 19
 Hasil Perhitungan Persen Ekstraksi 9-12 ppm *Medium Copper*

Time hours	Reagent Addition			V sample out ml	V solution in bottle ml	% Solid	Reagents						Solution			Extracted Metals			Cumulative Extracted					
	H ₂ O ₂ ml	NaCN gr	Lime gr				NaCN		pH		DO		Au ppm	Ag ppm	Cu ppm	Au ug	Ag ug	Cu ug	Au %	Ag %	Cu %			
							Before	After	Before	After	Before	After												
0	0,35	1,23	0,47	--	1.593	43	750	600	9,2	10,5	4,0	10,4												
2	0,35	0,00	0,06	48	1.612	43	545	600	10,4	10,5	5,1	10,1	7,91	5,90	25,20	12753	9513	40630	84,8	63,6	5,7			
4	0,35	0,00	0,06	46	1.601	43	505	600	10,4	10,5	5,3	11,3	8,27	7,40	28,40	13619	12130	46675	90,6	81,2	6,6			
8	0,35	0,06	0,08	50	1.595	43	460	600	10,4	10,5	5,0	9,7	8,31	7,50	28,90	14010	12582	48597	93,2	84,2	6,8			
24	0,35	0,05	0,05	57	1.588	43	470	600	10,4	10,5	6,0	11,1	9,09	7,40	31,90	15611	12750	54618	103,8	85,3	7,7			
32	0,35	0,11	0,05	56	1.588	43	435	600	10,4	10,5	6,6	10,4	8,25	7,30	33,30	14792	13011	58650	98,4	87,0	8,2			
48	--			--	1.589	43	470		10,5		4,3		7,85	7,20	34,20	14625	13266	61971	97,3	88,8	8,7			
Total	2,10	1,45	0,76	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--			
NaCN in Final Solution													Tail Assays, ppm			0,34			1,4			542,00		
Reagent Consumption:													Avg. Tails, ug:			408			1680			650400		
Sodium Cyanide, kg/t:													Calc. Head, ug:			15033			14946			712371		
Hydrated lime, kg/t:													Extracted, %:			97,3			88,8			8,7		

Tabel C. 20
 Hasil Perhitungan Persen Ekstraksi 17-20 ppm *Medium Copper*

Time hours	Reagent Addition			V sample out ml	V solution in bottle ml	% Solid	Reagents						Solution			Extracted Metals			Cummulative Extracted					
	H ₂ O ₂	NaCN	Lime				NaCN		pH		DO		Au	Ag	Cu	Au	Ag	Cu	Au	Ag	Cu			
	ml	gr	gr				Before	After	Before	After	Before	After	ppm	ppm	ppm	ug	ug	ug	%	%	%			
0	1,10	1,24	0,51	--	1.597	43	750	600	9,4	10,5	5,1	17,1												
2	1,30	0,00	0,06	56	1.616	43	530	600	10,5	10,5	5,3	19,1	8,55	5,20	23,40	13813	8401	37805	82,6	64,8	6,3			
4	1,30	0,04	0,06	59	1.617	43	475	600	10,4	10,5	6,4	19,0	9,33	6,50	26,90	15567	10803	44813	93,1	83,4	7,5			
8	1,30	0,12	0,11	58	1.614	43	430	600	10,3	10,5	5,8	18,7	8,73	6,70	29,20	15122	11491	50035	90,4	88,7	8,4			
24	1,30	0,09	0,04	58	1.618	43	445	600	10,5	10,5	6,1	19,7	8,94	6,90	32,10	16002	12229	56535	95,7	94,4	9,5			
32	1,30	0,12	0,17	55	1.614	43	430	600	10,3	10,5	4,7	19,4	9,03	6,30	33,70	16628	11631	60841	99,4	89,7	10,2			
48	--			--	1.618	43	460		10,5		6,5		8,55	6,30	35,20	16380	12000	65242	97,9	92,6	10,9			
Total	7,60	1,60	0,95	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--			
NaCN in Final Solution													0,74											
Reagent Consumption:																								
Sodium Cyanide, kg/t:													0,71											
Hydrated lime, kg/t:													0,79											
													Tail Assays, ppm			0,29			0,8			444,00		
													Avg. Tails, ug:			348			960			532800		
													Calc. Head, ug:			16728			12960			598042		
													Extracted, %:			97,9			92,6			10,9		

Tabel C. 21
 Hasil Perhitungan Persen Ekstraksi 9-12 ppm *High Copper*

Time hours	Reagent Addition			V sample out ml	V solution in bottle ml	% Solid	Reagents						Solution			Extracted Metals			Cummulative Extracted					
	H ₂ O ₂	NaCN	Lime				NaCN		pH		DO		Au	Ag	Cu	Au	Ag	Cu	Au	Ag	Cu			
	ml	gr	gr				Before	After	Before	After	Before	After	ppm	ppm	ppm	ug	ug	ug	%	%	%			
0	0,40	1,24	1,18	--	1.597	43	750	500	8,6	10,5	4,2	11,4												
2	0,40	0,07	0,08	58	1.622	43	455	500	10,4	10,5	4,7	9,6	23,30	8,00	53,50	37793	12976	86777	80,82	61,42	6,71			
4	0,40	0,10	0,09	56	1.621	43	440	500	10,4	10,5	5,5	10,9	26,40	10,40	57,50	44154	17326	96328	94,42	82,00	7,45			
8	0,40	0,07	0,13	57	1.619	43	455	500	10,3	10,5	5,8	11,6	27,00	11,10	61,80	46540	19016	106371	99,52	90,01	8,23			
24	0,40	0,09	0,09	55	1.619	43	445	500	10,4	10,5	5,4	10,8	25,50	10,60	67,70	45651	18839	119445	97,62	89,17	9,24			
32	0,45	0,12	0,07	57	1.625	42	425	500	10,4	10,5	5,0	10,1	25,40	10,50	68,30	47036	19320	124529	100,59	91,45	9,63			
48				--	1.623	43	455		10,4		3,9		23,90	9,70	71,40	46018	18608	133373	98,41	88,07	10,32			
Total	2,45	1,70	1,65	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--				
NaCN in Final Solution													0,74											
Reagent Consumption:																								
Sodium Cyanide, kg/t:													0,80											
Hydrated lime, kg/t:													1,38											
													Tail Assays, ppm			0,62			2,1			966,00		
													Avg. Tails, ug:			744			2520			1159200		
													Calc. Head, ug:			46762			21128			1292573		
													Extracted, %:			98,4			88,1			10,3		

Tabel C. 22
 Hasil Perhitungan Persen Ekstraksi 17-20 ppm *High Copper*

Time hours	Reagent Addition			V sample out ml	V solution in bottle ml	% Solid	Reagents						Solution			Extracted Metals			Cummulative Extracted		
	H ₂ O ₂ ml	NaCN gr	Lime gr				NaCN		pH		DO		Au ppm	Ag ppm	Cu ppm	Au ug	Ag ug	Cu ug	Au %	Ag %	Cu %
							Before	After	Before	After	Before	After									
0	1,20	1,24	1,20	--	1.600	43	750	500	8,7	10,5	4,5	18,0									
2	1,20	0,00	0,18	56	1.618	43	540	500	10,3	10,5	4,8	17,2	18,70	8,00	49,60	30255	12943	80248	76,5	60,9	5,9
4	1,20	0,00	0,11	56	1.619	43	515	500	10,4	10,5	4,9	17,7	21,80	9,90	53,70	36337	16474	89707	91,9	77,5	6,6
8	1,20	0,12	0,15	55	1.620	43	430	500	10,4	10,5	4,9	17,46	22,80	10,60	57,30	39193	18169	98582	99,1	85,5	7,3
24	1,20	0,07	0,09	57	1.621	43	460	500	10,4	10,5	5,7	18,8	23,00	10,80	63,50	40814	19097	111895	103,2	89,9	8,2
32	1,20	0,10	0,12	55	1.619	43	440	500	10,4	10,5	5,8	18,8	21,70	10,50	65,30	39963	19199	118270	101,1	90,4	8,7
48					1.623	43	435		10,5		5,9		20,30	9,90	66,10	38975	18847	123434	98,6	88,7	9,1
Total	7,20	1,52	1,84	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--
NaCN in Final Solution		0,71		--		--		--		--		--		Tail Assays, ppm		0,47	2,0	1030,00	--	--	--
Reagent Consumption:														Avg. Tails, ug:		564	2400	1236000	--	--	--
Sodium Cyanide, kg/t:				0,68		--		--		--		--		Calc. Head, ug:		39539	21247	1359434	--	--	--
Hydrated lime, kg/t:				1,53		--		--		--		--		Extracted, %:		98,6	88,7	9,1	--	--	--

6. Hasil pengujian *carbon in leach*

Tabel C. 23
 Hasil Perhitungan Persen Ekstraksi dan Persen Adsorpsi *Carbon in Leach Low Copper*

Waktu	Persen Adsorpsi (%)			Persen Ekstraksi (%)		
	Au	Ag	Cu	Au	Ag	Cu
8	100	90	29	98,17	89,21	6,28
24	100	100	40	98,22	91,42	6,98
48	100	100	43	98,06	91,41	8,15

Tabel C. 24
 Hasil Perhitungan Persen Ekstraksi dan Persen Adsorpsi *Carbon in Leach Medium Copper*

Waktu	Persen Adsorpsi (%)			Persen Ekstraksi (%)		
	Au	Ag	Cu	Au	Ag	Cu
8	100	99	22	97,47	91,78	6,12
24	100	100	24	97,44	92,54	7,36
48	100	100	30	97,77	93,33	7,89

Tabel C. 25
 Hasil Perhitungan Persen Ekstraksi dan Persen Adsorpsi *Carbon in Leach High Copper*

Waktu	Persen Adsorpsi (%)			Persen Ekstraksi (%)		
	Au	Ag	Cu	Au	Ag	Cu
8	99	98	17	97,91	87,37	6,68
24	100	99	34	98,89	90,77	8,76
48	100	99	32	98,97	92,43	8,95

1. Hasil perhitungan *preg robbing test*

Tabel C. 26
 Hasil Perhitungan Analisis *Preg Robbing Test Low Copper*

Larutan standar	Menit 15		Larutan standar	Menit 30	
	Expectation	Actual		Expectation	Actual
0	1,36	1,37	0	2,24	2,29
1	2,36	2,96	1	3,24	3,98
3	4,36	4,38	3	5,24	5,38
5	6,36	6,56	5	7,24	7,52
Larutan standar	Menit 60		Larutan standar	Menit 120	
	Expectation	Actual		Expectation	Actual
0	3,78	3,78	0	4,64	4,64
1	4,78	5,11	1	5,64	6,67
3	6,78	6,84	3	7,64	7,63
5	8,78	8,58	5	9,64	10,04
Larutan standar	Menit 1440				
	Expectation	Actual			
0	7,56	7,56			
1	8,56	8,58			
3	10,56	10,43			
5	12,56	12,30			

Tabel C. 27
 Hasil Perhitungan Analisis *Preg Robbing Test Medium Copper*

Larutan standar	Menit 15		Larutan standar	Menit 30	
	Expectation	Actual		Expectation	Actual
0	1,71	1,71	0	2,82	2,82
1	2,71	2,68	1	3,82	4,34
3	4,71	5,10	3	5,82	5,98
5	6,71	6,28	5	7,82	8,09

Larutan standar	Menit 60		Larutan standar	Menit 120	
	Expectation	Actual		Expectation	Actual
0	4,34	4,34	0	6,36	6,36
1	5,34	6,48	1	7,36	7,40
3	7,34	7,36	3	9,36	10,00
5	9,34	9,81	5	11,36	11,10

Larutan standar	Menit 1440	
	Expectation	Actual
0	8,73	8,73
1	9,73	9,38
3	11,73	11,20
5	13,73	13,00

Tabel C. 28
 Hasil Perhitungan Analisis *Preg Robbing Test High Copper*

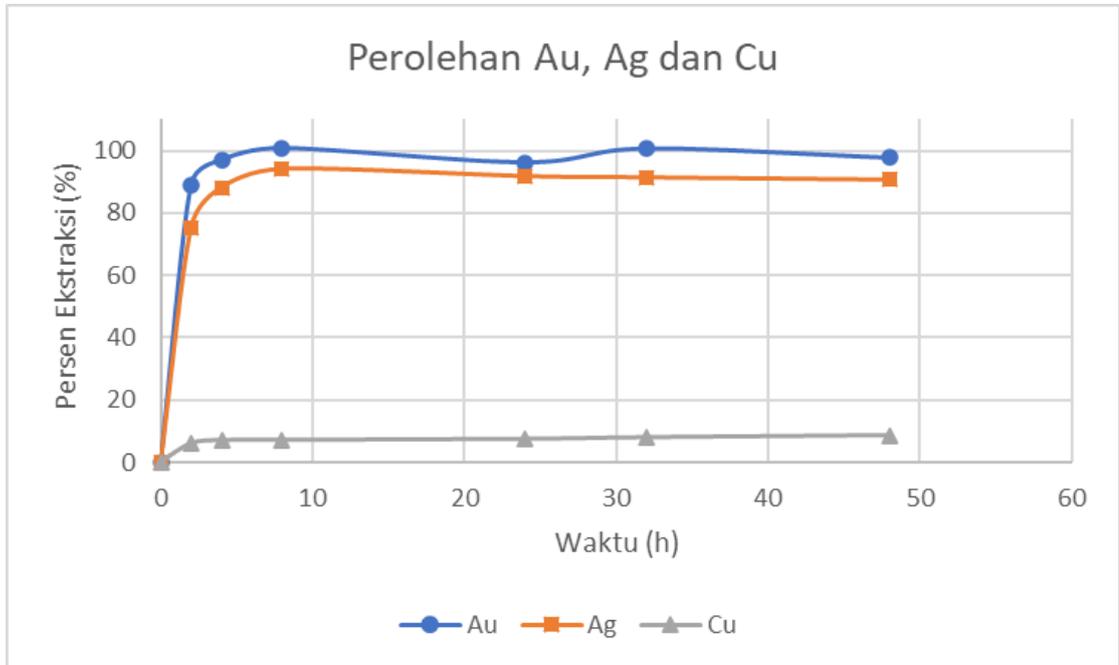
Larutan standar	Menit 15		Larutan standar	Menit 30	
	Expectation	Actual		Expectation	Actual
0	2,75	2,75	0	4,16	4,16
1	3,75	3,60	1	5,16	5,20
3	5,75	5,58	3	7,16	7,08
5	7,75	7,65	5	9,16	9,17

Larutan standar	Menit 60		Larutan standar	Menit 120	
	Expectation	Actual		Expectation	Actual
0	8,68	8,68	0	10,90	10,90
1	9,68	9,57	1	11,90	12,40
3	11,68	9,93	3	13,90	13,70
5	13,68	14,00	5	15,90	15,60

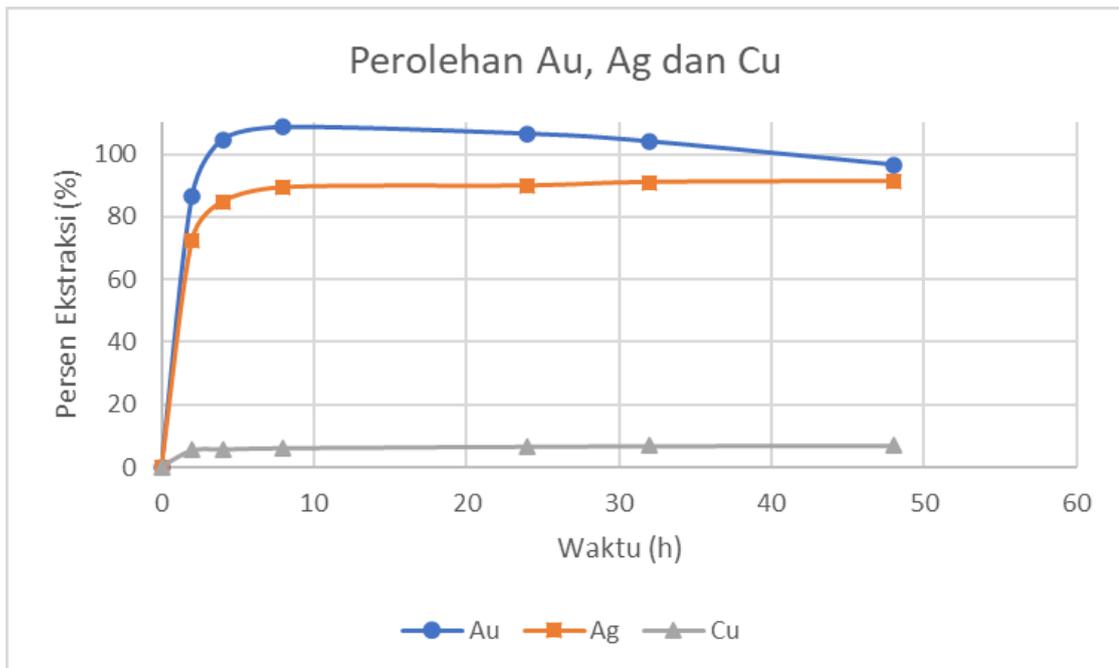
Larutan standar	Menit 1440	
	Expectation	Actual
0	22,40	22,40
1	23,40	23,20
3	25,40	23,60
5	27,40	27,60

B. Grafik

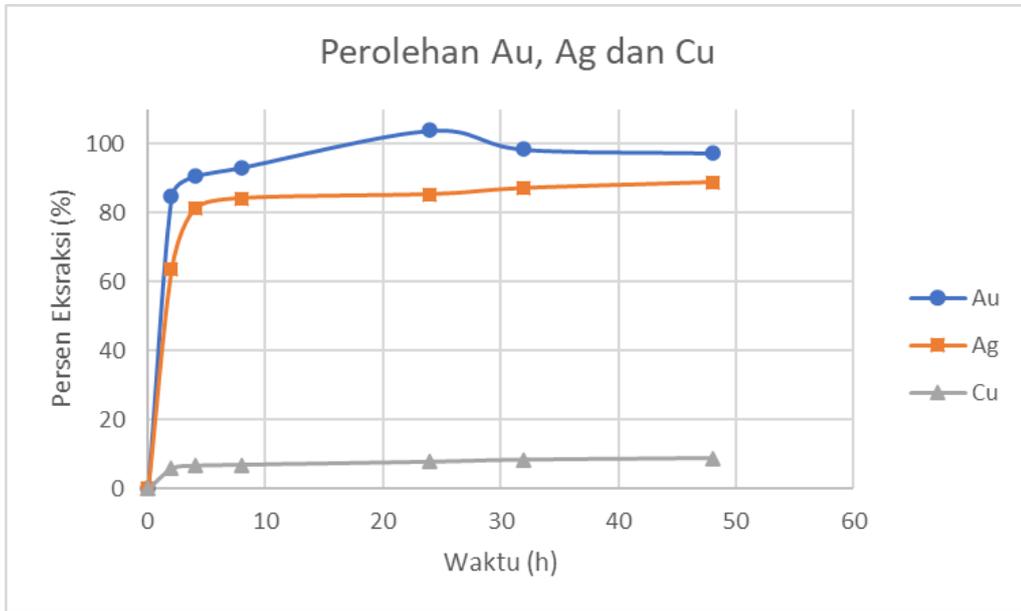
1. Variasi ukuran butir



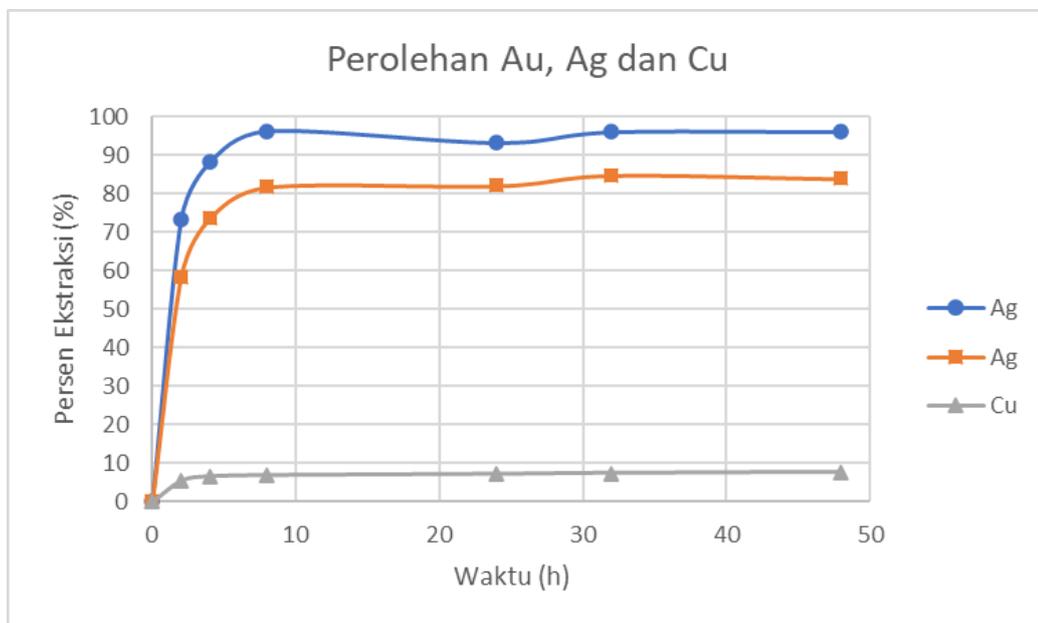
Gambar C. 1
Grafik *Recovery* Au, Ag dan Cu 45 µm *Low Copper*



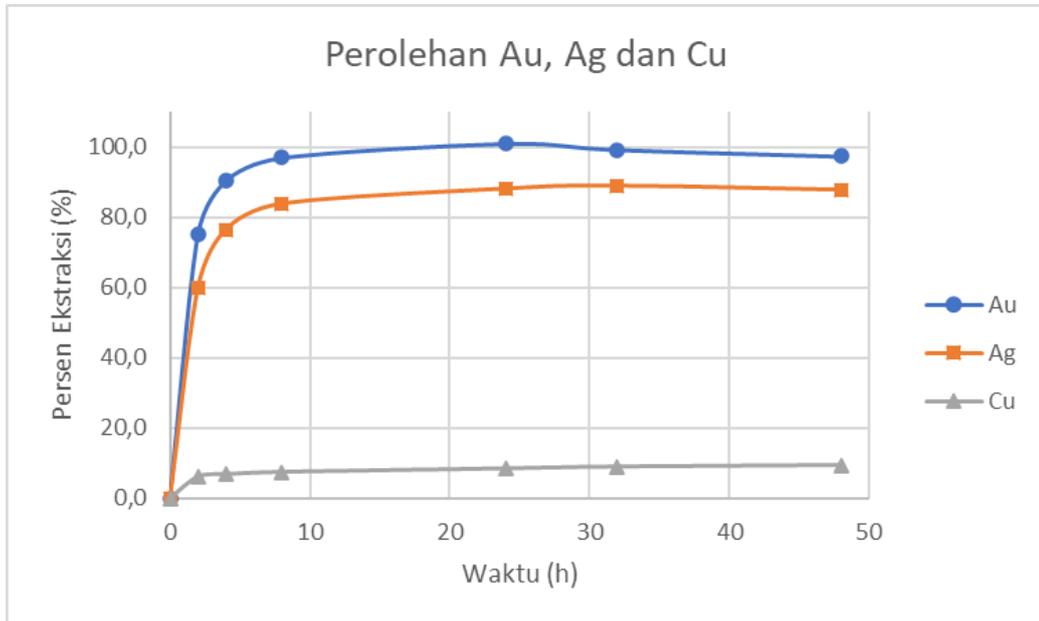
Gambar C. 2
Grafik *Recovery* Au, Ag dan Cu 75 µm *Low Copper*



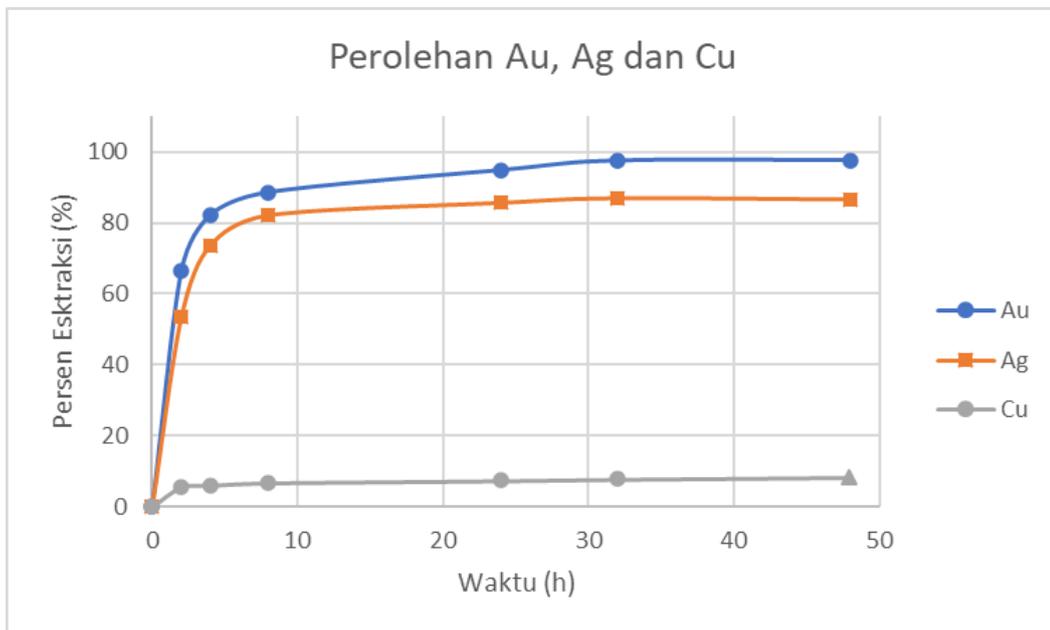
Gambar C. 3
 Grafik Recovery Au, Ag dan Cu 45 μm Medium Copper



Gambar C. 4
 Grafik Recovery Au, Ag dan Cu 75 μm Medium Copper

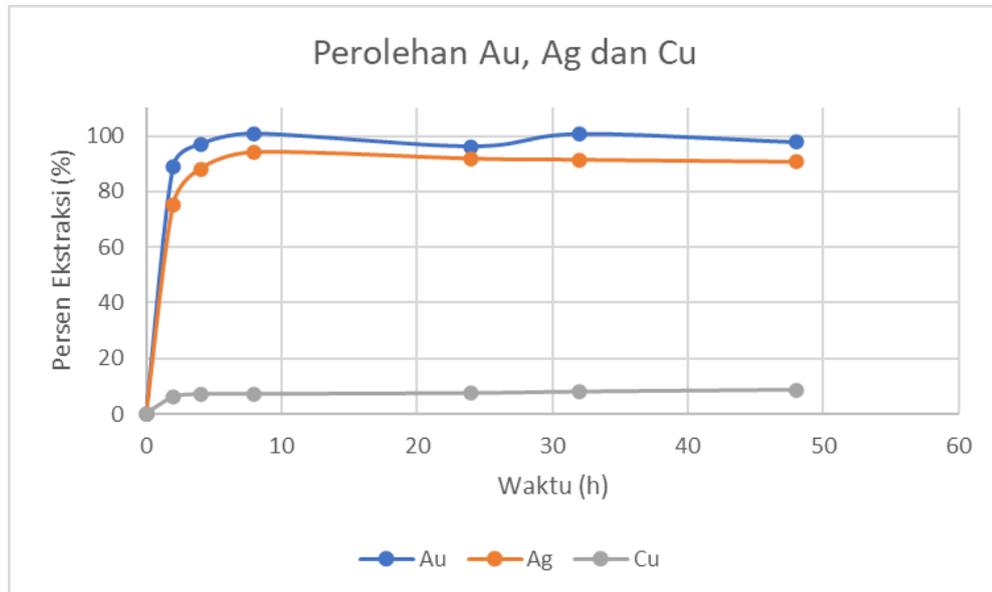


Gambar C. 5
 Grafik *Recovery* Au, Ag dan Cu 45 µm *High Copper*

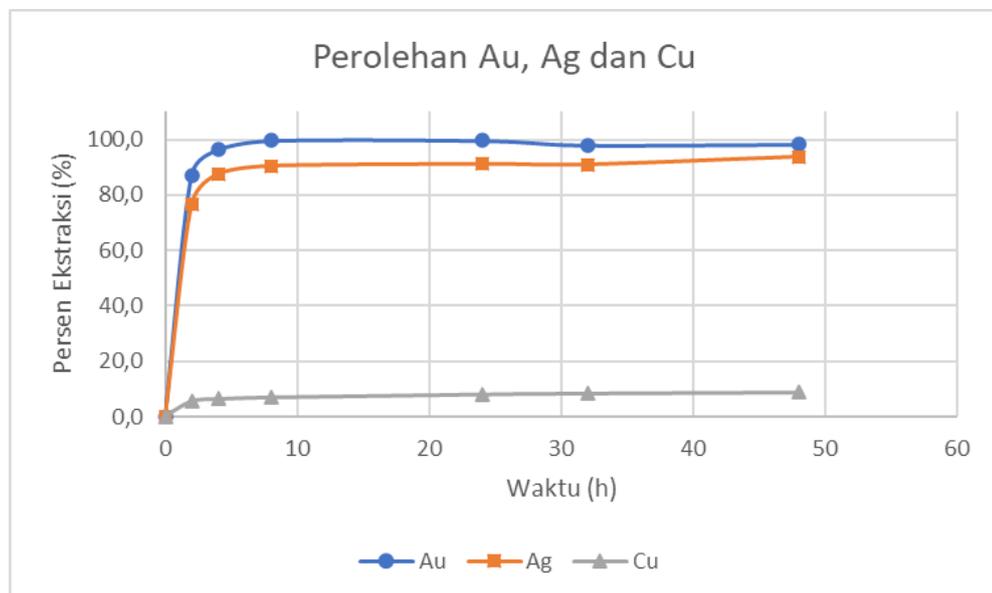


Gambar C. 6
 Grafik *Recovery* Au, Ag dan Cu 75 µm *High Copper*

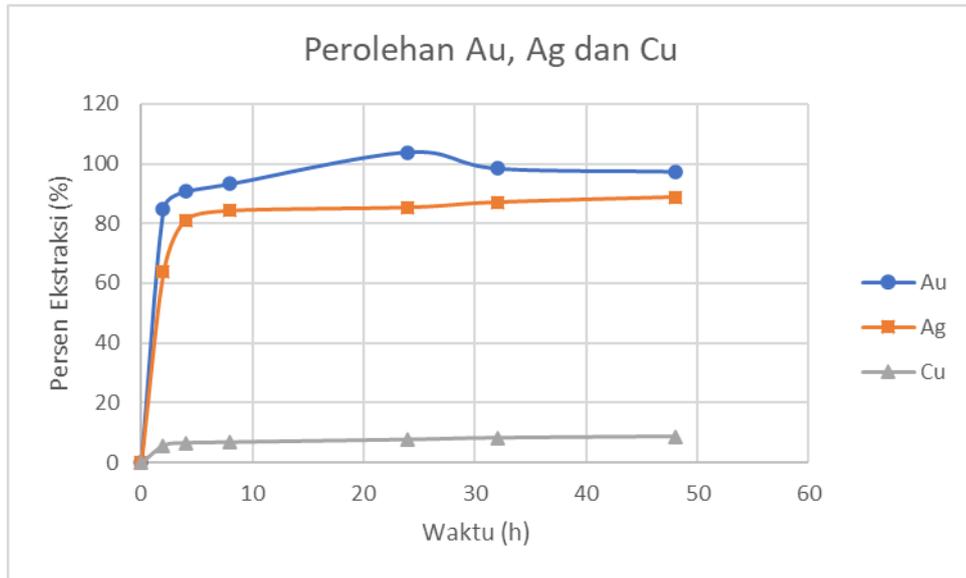
2. Variasi konsentrasi sianida



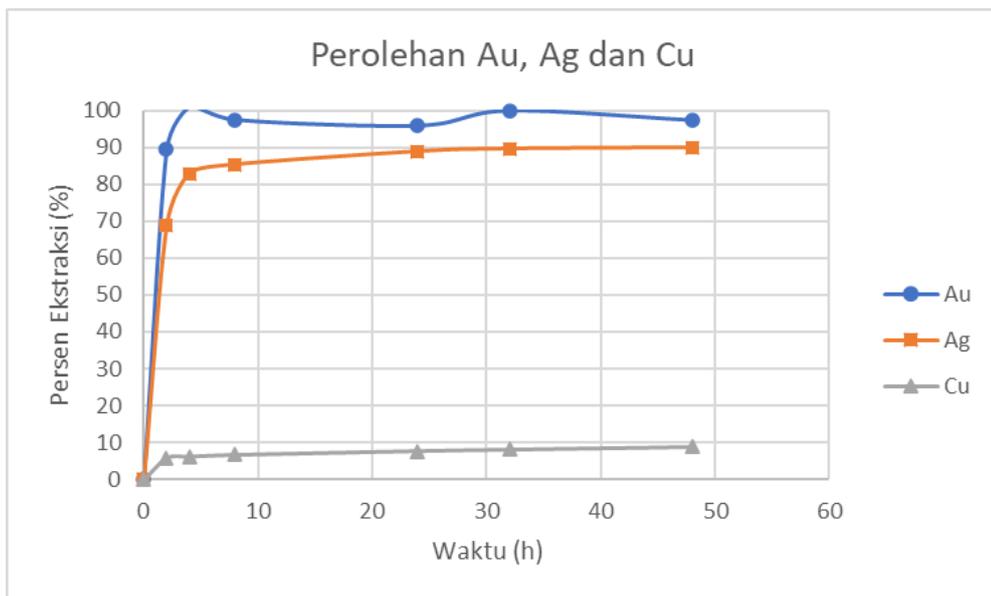
Gambar C. 7
Hasil *Recovery* Au, Ag dan Cu 750 ppm *Low Copper*



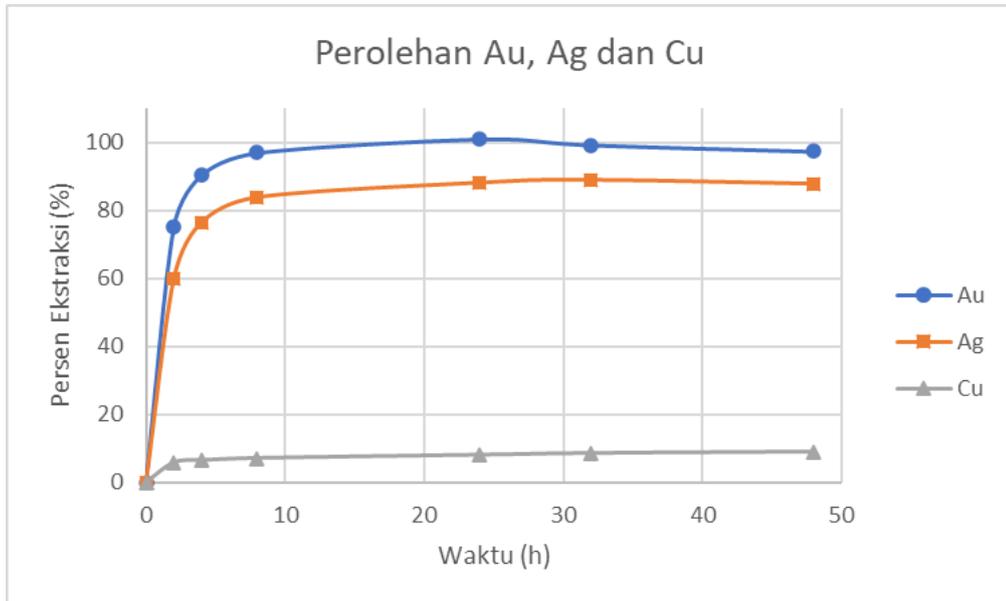
Gambar C. 8
Hasil *Recovery* Au, Ag dan Cu 1500 ppm *Low Copper*



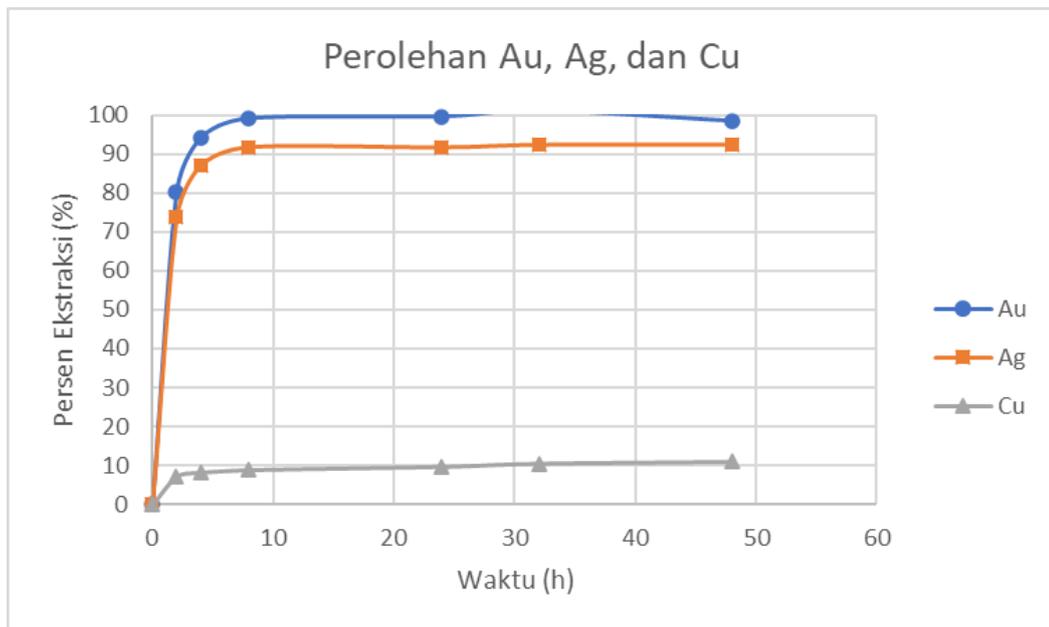
Gambar C. 9
 Hasil *Recovery* Au, Ag dan Cu 750 ppm *Medium Copper*



Gambar C. 10
 Hasil *Recovery* Au, Ag dan Cu 1500 ppm *Medium Copper*

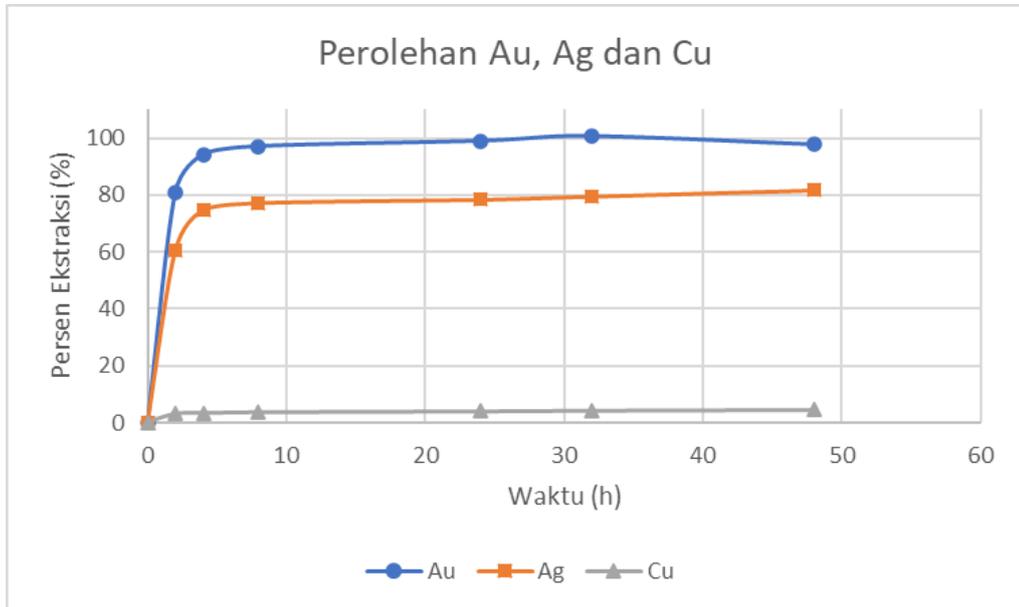


Gambar C. 11
 Hasil Recovery Au, Ag dan Cu 750 ppm High Copper

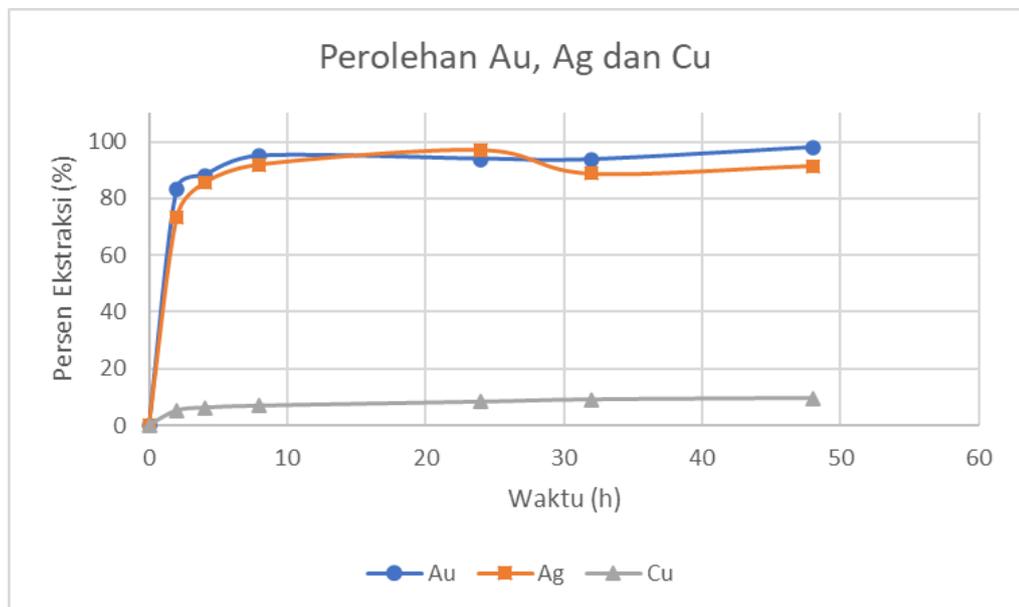


Gambar C. 12
 Hasil Recovery Au, Ag dan Cu 1500 ppm High Copper

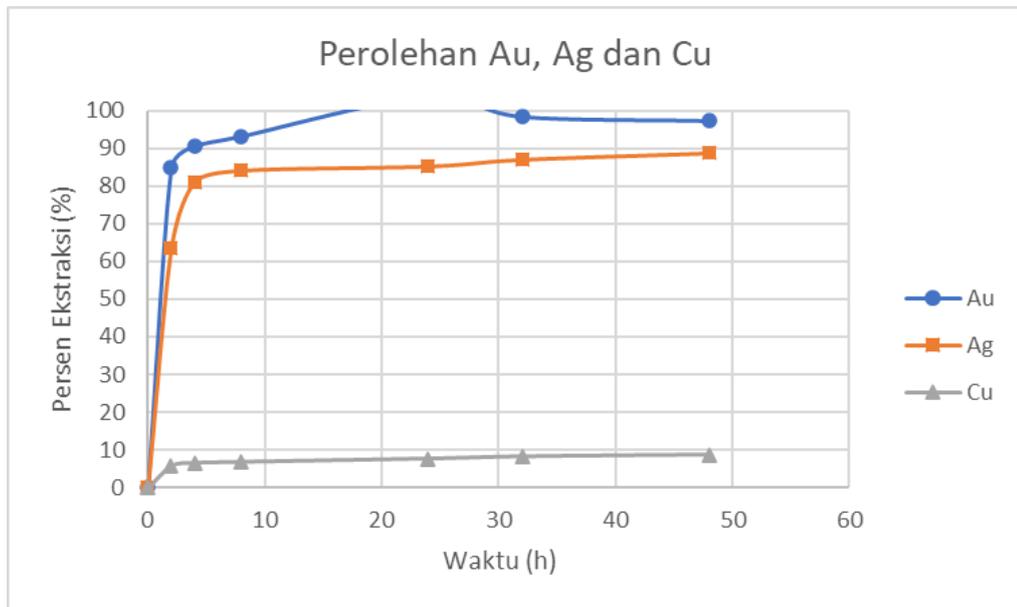
3. Variasi konsentrasi konsentrasi oksigen



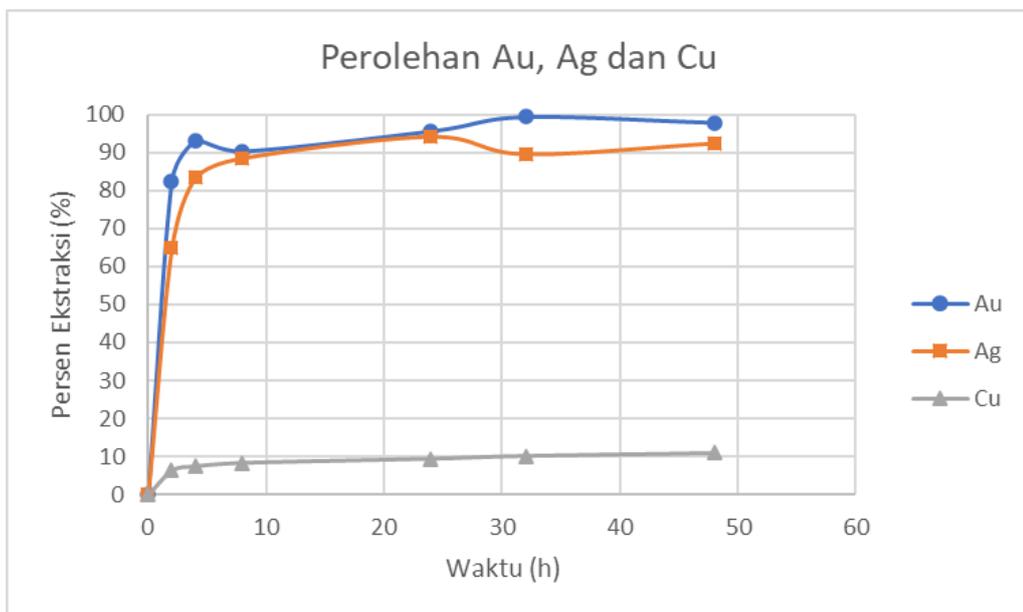
Gambar C. 13
Hasil *Recovery* Au, Ag dan Cu 9-12 ppm *Low Copper*



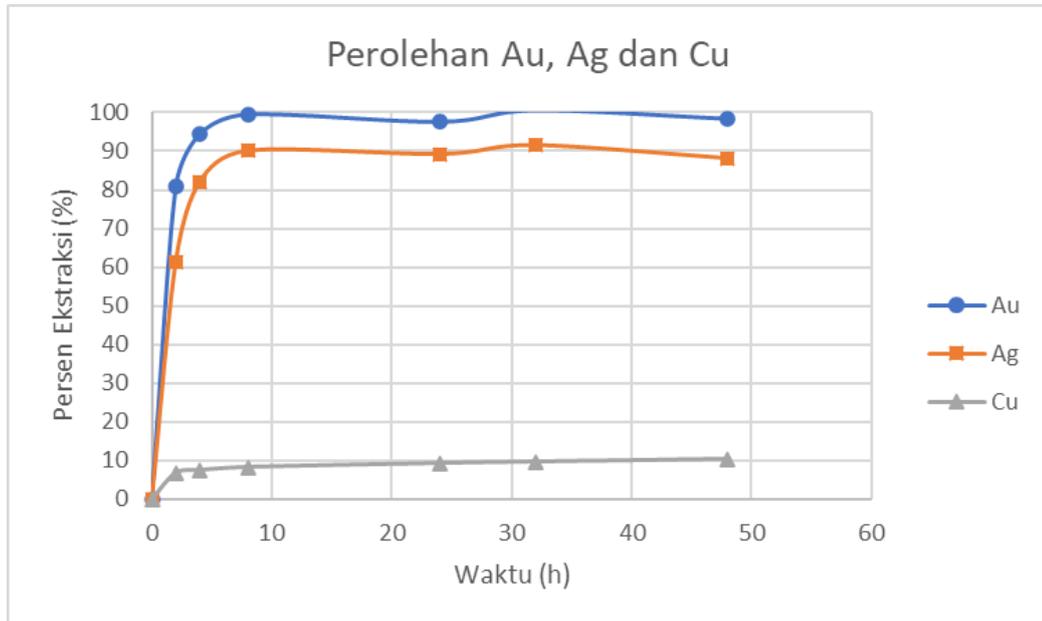
Gambar C. 14
Hasil *Recovery* Au, Ag dan Cu 17-20 ppm *Low Copper*



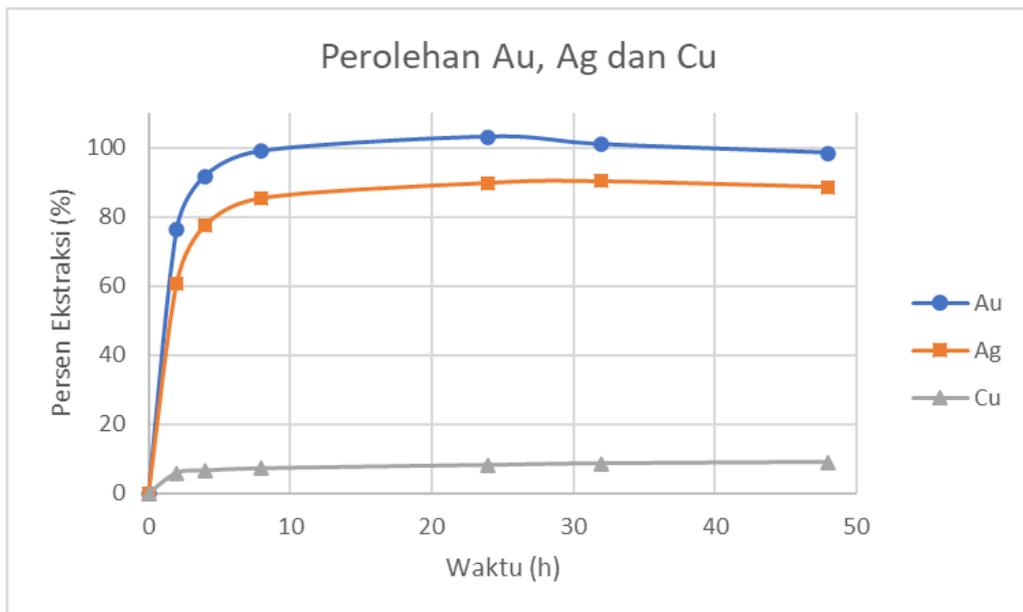
Gambar C. 15
 Hasil *Recovery* Au, Ag dan Cu 9-12 ppm *Medium Copper*



Gambar C. 16
 Hasil *Recovery* Au, Ag dan Cu 17-20 ppm *Medium Copper*



Gambar C. 17
 Hasil *Recovery* Au, Ag dan Cu 9-12 ppm *High Copper*



Gambar C. 18
 Hasil *Recovery* Au, Ag dan Cu 17-20 ppm *High Copper*

LAMPIRAN D
PERHITUNGAN

1. *Size by size*

a. Distribusi emas = *berat tertampung x kadar Au*

$$\text{Distribusi emas} = \frac{117,5 \text{ gr} \times 8,14}{1000}$$

$$\text{Distribusi emas} = 0,94 \text{ mg}$$

b. Persen distribusi emas = $\frac{\text{distribusi emas (mg)}}{\text{total distribusi emas (mg)}} \times 100 \%$

$$\text{Persen distribusi emas} = \frac{11,75 \text{ mg}}{4,19 \text{ mg}} \times 100 \%$$

$$\text{Persen distribusi emas} = 22,8 \%$$

2. Perhitungan *slurry*

$$\text{Persen solid} = 43\%$$

$$\text{Massa bijih (ore)} = 1200 \text{ gram}$$

$$\begin{aligned} \text{Volume air} &= \text{massa bijih (g)} \times \frac{(1-\% \text{ solid})}{\% \text{ solid}} \\ &= 1200 \text{ gram} \times \frac{(1-43\%)}{43\%} \end{aligned}$$

$$\text{Volume air} = 1.590,7 \text{ mL}$$

3. Penambahan sianida

$$\text{Volume air} = 1590,7 \text{ mL}$$

$$\text{Konsentrasi awal} = 0 \text{ ppm}$$

$$\text{Konsentrasi target} = 750 \text{ ppm}$$

$$\text{NaCN} = \frac{\text{volume air (mL)} \times 100 \times (c_1 - c_0)}{1000000 \times 98}$$

$$\text{NaCN} = 1,2174 \text{ gram}$$

4. *Persen Recovery*

$$\% \text{ recovery} = \frac{\text{extracted metal } (\mu\text{g})}{\text{calculated head grade}(\mu\text{g})} \times 100\%$$

- a. *Extracted metal* = Volume solution dalam botol x kadar Au

$$\text{Extracted metal} = 1.617 \text{ ml} \times 9,14 \text{ ppm}$$

$$\text{Extracted metal} = 14.613 \mu\text{g}$$

- b. *Average tail* = tail assay x feed

$$\text{Average tail} = 0,31 \text{ ppm} \times 1200 \text{ gram}$$

$$\text{Average tail} = 372 \mu\text{g}$$

- c. *Calculated head grade* = extracted metal 48 hour + average tail

$$\text{Calculated head grade} = 16.029 \mu\text{g} + 372 \mu\text{g}$$

$$\text{Calculated head grade} = 16041 \mu\text{g}$$

- d. *Persen recovery* = $\frac{\text{Extracted metal}}{\text{calculated head grade}} \times 100\%$

$$\text{Persen recovery} = \frac{14.613 \mu\text{g}}{16041 \mu\text{g}} \times 100\%$$

$$\text{Persen recovery} = 89,1\%$$

LAMPIRAN E
DOKUMENTASI

A. Alat dan Bahan



Gambar E. 1
Centrifuge



Gambar E. 2
Bottle Roller



Gambar E. 3
(a) DO Meter dan (b) pH Meter



Gambar E. 4
Oven



Gambar E. 5
Riffle Splitter



Gambar E. 6
Buret



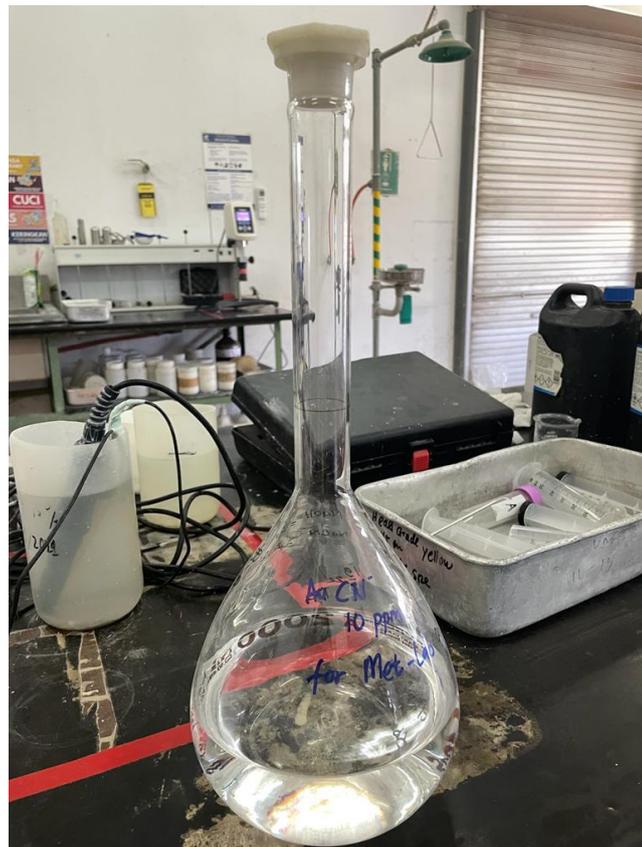
Gambar E. 7
Sampel (a) *Low Copper*, (b) *Medium Copper* dan (c) *High Copper*



Gambar E. 8
Karbon Aktif



Gambar E. 9
Master Sizer



Gambar E. 10
AuCn / Larutan Standar Emas

B. Percobaan



Gambar E. 11
Menimbang Sampel



Gambar E. 12
Mengeringkan Sampel



Gambar E. 13
Mixing dan Blending Sampel



Gambar E. 6
Membagi Sampel



Gambar D. 7
Percobaan Pelindian Menggunakan *Bottle Roller*



Gambar D. 8
Percobaan *Preg Robbing*

LAMPIRAN F

MATERIAL SAFETY DATA SHEET

1. Sodium Cyanide (NaCN)

	Sodium Cyanide, 2.5% w/v Safety Data Sheet according to Federal Register / Vol. 77, No. 58 / Monday, March 26, 2012 / Rules and Regulations Date of issue: 11/22/1998 Revision date: 03/28/2018 Supersedes: 03/28/2018 Version: 1.1	
SECTION 1: Identification		
1.1. Identification		
Product form	: Mixtures	
Product name	: Sodium Cyanide, 2.5% w/v	
Product code	: LC23700	
1.2. Recommended use and restrictions on use		
Use of the substance/mixture	: For laboratory and manufacturing use only.	
Recommended use	: Laboratory chemicals	
Restrictions on use	: Not for food, drug or household use	
1.3. Supplier		
LabChem Inc Jackson's Pointe Commerce Park Building 1000, 1010 Jackson's Pointe Court Zelienople, PA 16063 - USA T 412-826-5230 - F 724-473-0647 info@labchem.com - www.labchem.com		
1.4. Emergency telephone number		
Emergency number	: CHEMTREC: 1-800-424-9300 or +1-703-741-5970	
SECTION 2: Hazard(s) identification		
2.1. Classification of the substance or mixture		
GHS-US classification		
Acute toxicity (oral) Category 3	H301 Toxic if swallowed	
Acute toxicity (dermal) Category 3	H311 Toxic in contact with skin	
Acute toxicity (inhalation:dust,mist) Category 4	H332 Harmful if inhaled	
Skin corrosion/irritation Category 2	H315 Causes skin irritation	
Serious eye damage/eye irritation Category 2A	H319 Causes serious eye irritation	
Hazardous to the aquatic environment - Acute Hazard Category 3	H402 Harmful to aquatic life	
Full text of H statements : see section 16		
2.2. GHS Label elements, including precautionary statements		
GHS-US labeling		
Hazard pictograms (GHS-US)	:   GHS06 GHS07	
Signal word (GHS-US)	: Danger	
Hazard statements (GHS-US)	: H301+H311 - Toxic if swallowed or in contact with skin H315 - Causes skin irritation H319 - Causes serious eye irritation H332 - Harmful if inhaled H402 - Harmful to aquatic life	
Precautionary statements (GHS-US)	: P261 - Avoid breathing mist, vapors, spray. P264 - Wash exposed skin thoroughly after handling. P270 - Do not eat, drink or smoke when using this product. P271 - Use only outdoors or in a well-ventilated area. P273 - Avoid release to the environment. P280 - Wear protective gloves, protective clothing, eye protection, face protection. P303+P361+P353 - IF ON SKIN (or hair): Remove/Take off immediately all contaminated	
03/28/2018	EN (English US)	Page 1

2. Hydrogen Peroxide (H₂O₂)

	Hydrogen Peroxide, 30% w/w Safety Data Sheet
	<small>according to Federal Register / Vol. 77, No. 58 / Monday, March 26, 2012 / Rules and Regulations Date of issue: 02/17/2014 Revision date: 07/12/2017 Supersedes: 07/12/2017 Version: 1.2</small>

SECTION 1: Identification

1.1. Identification

Product form : Substance
 Substance name : Hydrogen Peroxide, 30% w/w
 Chemical name : hydrogen peroxide solution ... %
 CAS-No. : 7722-84-1
 Product code : LC15430

1.2. Recommended use and restrictions on use

Use of the substance/mixture : For laboratory and manufacturing use only.
 Recommended use : Laboratory chemicals
 Restrictions on use : Not for food, drug or household use

1.3. Supplier

LabChem Inc
 Jackson's Pointe Commerce Park Building 1000, 1010 Jackson's Pointe Court
 Zelienople, PA 16063 - USA
 T 412-826-5230 - F 724-473-0647
info@labchem.com - www.labchem.com

1.4. Emergency telephone number

Emergency number : CHEMTREC: 1-800-424-9300 or 011-703-527-3887

SECTION 2: Hazard(s) identification

2.1. Classification of the substance or mixture

GHS-US classification

Oxidizing liquids Category 1	H271	May cause fire or explosion; strong oxidizer
Acute toxicity (oral) Category 4	H302	Harmful if swallowed
Acute toxicity (inhalation) Category 4	H332	Harmful if inhaled
Skin corrosion/irritation Category 1A	H314	Causes severe skin burns and eye damage

Full text of H statements : see section 16

2.2. GHS Label elements, including precautionary statements

GHS-US labeling

Hazard pictograms (GHS-US) :





GHS03 GHS05 GHS07

Signal word (GHS-US) : **Danger**

Hazard statements (GHS-US) : H271 - May cause fire or explosion; strong oxidizer
 H302+H332 - Harmful if swallowed or if inhaled
 H314 - Causes severe skin burns and eye damage

Precautionary statements (GHS-US) : P210 - Keep away from heat, sparks, open flames, hot surfaces. - No smoking
 P220 - Keep/Store away from clothing, combustible materials
 P260 - Do not breathe mist, vapors, spray
 P264 - Wash exposed skin thoroughly after handling
 P270 - Do not eat, drink or smoke when using this product
 P271 - Use only outdoors or in a well-ventilated area
 P280 - Wear protective gloves, protective clothing, eye protection, face protection
 P283 - Wear fire/ flame resistant/retardant clothing
 P301+P330+P331 - IF SWALLOWED: rinse mouth. Do NOT induce vomiting
 P303+P361+P353 - IF ON SKIN (or hair): Remove/Take off immediately all contaminated clothing. Rinse skin with water/shower
 P305+P351+P338 - If in eyes: Rinse cautiously with water for several minutes. Remove contact

07/12/2017 EN (English US) Page 1

3. Calcium Carbonate (CaCO₃)

	Calcium Carbonate Safety Data Sheet	
	<small>according to Federal Register / Vol. 77, No. 58 / Monday, March 26, 2012 / Rules and Regulations Date of issue: 04/10/2014 Revision date: 12/29/2016 Supersedes: 07/08/2016 Version: 1.2</small>	

SECTION 1: Identification

1.1. Identification

Product form	: Substance
Substance name	: Calcium Carbonate
CAS No	: 471-34-1
Product code	: LC12690
Formula	: CaCO ₃

1.2. Relevant identified uses of the substance or mixture and uses advised against

Use of the substance/mixture	: For laboratory and manufacturing use only.
Recommended use	: Laboratory chemicals
Restrictions on use	: Not for food, drug or household use

1.3. Details of the supplier of the safety data sheet

LabChem Inc
 Jackson's Pointe Commerce Park Building 1000, 1010 Jackson's Pointe Court
 Zelienople, PA 16063 - USA
 T 412-826-5230 - F 724-473-0647
info@labchem.com - www.labchem.com

1.4. Emergency telephone number

Emergency number	: CHEMTREC: 1-800-424-9300 or 011-703-527-3887
------------------	--

SECTION 2: Hazard(s) identification

2.1. Classification of the substance or mixture

GHS-US classification

Skin corrosion/irritation Category 2	H315
Serious eye damage/eye irritation Category 2B	H320
Specific target organ toxicity (single exposure) Category 3	H335

Full text of H statements : see section 16

2.2. Label elements

GHS-US labeling

Hazard pictograms (GHS-US)	: 
	GHS07
Signal word (GHS-US)	: Warning
Hazard statements (GHS-US)	: H315 - Causes skin irritation H320 - Causes eye irritation H335 - May cause respiratory irritation
Precautionary statements (GHS-US)	: P261 - Avoid breathing dust P264 - Wash exposed skin thoroughly after handling P271 - Use only outdoors or in a well-ventilated area P280 - Wear protective gloves, eye protection P302+P352 - IF ON SKIN: Wash with plenty of soap and water P305+P351+P338 - If in eyes: Rinse cautiously with water for several minutes. Remove contact lenses, if present and easy to do. Continue rinsing P312 - Call a POISON CENTER or doctor/physician if you feel unwell P332+P313 - If skin irritation occurs: Get medical advice/attention P337+P313 - If eye irritation persists: Get medical advice/attention P362+P364 - Take off contaminated clothing and wash it before reuse P403+P233 - Store in a well-ventilated place. Keep container tightly closed P405 - Store locked up P501 - Dispose of contents/container to comply with local, state and federal regulations If inhaled: Remove person to fresh air and keep comfortable for breathing

12/29/2016 EN (English US) Page 1

4. Rhodanine

	Rhodanine Safety Data Sheet according to Federal Register / Vol. 77, No. 58 / Monday, March 26, 2012 / Rules and Regulations Date of issue: 12/11/2014 Revision date: 02/14/2018 Supersedes: 02/14/2018 Version: 1.1
---	---

SECTION 1: Identification	
1.1. Identification	
Product form	: Substance
Substance name	: Rhodanine
Chemical name	: 2-Thioxo-4-thiazolidinone
CAS-No.	: 141-84-4
Product code	: LC22240
Formula	: C ₃ H ₃ NOS ₂
1.2. Recommended use and restrictions on use	
Use of the substance/mixture	: For laboratory and manufacturing use only.
Recommended use	: Laboratory chemicals
Restrictions on use	: Not for food, drug or household use
1.3. Supplier	
LabChem Inc Jackson's Pointe Commerce Park Building 1000, 1010 Jackson's Pointe Court Zelienople, PA 16063 - USA T 412-826-5230 - F 724-473-0647 info@labchem.com - www.labchem.com	
1.4. Emergency telephone number	
Emergency number	: CHEMTREC: 1-800-424-9300 or 011-703-527-3887

SECTION 2: Hazard(s) identification		
2.1. Classification of the substance or mixture		
GHS-US classification		
Acute toxicity (oral)	H302	Harmful if swallowed
Category 4		
Serious eye damage/eye irritation Category 1	H318	Causes serious eye damage
Full text of H statements : see section 16		
2.2. GHS Label elements, including precautionary statements		
GHS-US labeling		
Hazard pictograms (GHS-US)	:  	
	: GHS05 GHS07	
Signal word (GHS-US)	: Danger	
Hazard statements (GHS-US)	: H302 - Harmful if swallowed H318 - Causes serious eye damage	
Precautionary statements (GHS-US)	: P264 - Wash exposed skin thoroughly after handling. P270 - Do not eat, drink or smoke when using this product. P280 - Wear protective gloves, eye protection. P301+P312 - IF SWALLOWED: Call a POISON CENTER or doctor/physician if you feel unwell. P305+P351+P338 - If in eyes: Rinse cautiously with water for several minutes. Remove contact lenses, if present and easy to do. Continue rinsing. P310 - Immediately call a poison center or doctor/physician. P330 - If swallowed, rinse mouth P501 - Dispose of contents/container to comply with local, state and federal regulations	
2.3. Other hazards which do not result in classification		
Other hazards not contributing to the classification	: None under normal conditions.	
2.4. Unknown acute toxicity (GHS US)		
Not applicable		

02/14/2018	EN (English US)	Page 1
------------	-----------------	--------

5. Silver Nitrate (AgNO₃)

	Silver Nitrate Safety Data Sheet
	<small>according to Federal Register / Vol. 77, No. 58 / Monday, March 26, 2012 / Rules and Regulations Date of issue: 11/21/1998 Revision date: 02/20/2018 Supersedes: 02/20/2018 Version: 2.0</small>

SECTION 1: Identification

1.1. Identification

Product form	: Substance
Substance name	: Silver Nitrate
CAS-No.	: 7761-88-8
Product code	: LC22500
Formula	: AgNO ₃
Synonyms	: lunar caustic / nitrate of silver / nitric acid silver salt / nitric acid silver(1+) salt / silver mononitrate / silver nitrate / silver(I) nitrate / silver(I) salt nitric acid

1.2. Recommended use and restrictions on use

Use of the substance/mixture	: Laboratory chemical Chemical intermediate Water treatment Oxidant Photographic chemical: component Cosmetic product: dyestuff
Recommended use	: Laboratory chemicals
Restrictions on use	: Not for food, drug or household use

1.3. Supplier

LabChem, Inc.
Jackson's Pointe Commerce Park Building 1000, 1010 Jackson's Pointe Court
Zelienople, PA 16063 - USA
T 412-826-5230 - F 724-473-0647
info@labchem.com - www.labchem.com

1.4. Emergency telephone number

Emergency number	: CHEMTREC: 1-800-424-9300 or +1-703-741-5970
------------------	---

SECTION 2: Hazard(s) identification

2.1. Classification of the substance or mixture

GHS US classification

Oxidizing solids Category 2	H272	May intensify fire; oxidizer
Skin corrosion/irritation Category 1B	H314	Causes severe skin burns and eye damage
Serious eye damage/eye irritation Category 1	H318	Causes serious eye damage
Hazardous to the aquatic environment - Acute Hazard Category 1	H400	Very toxic to aquatic life
Hazardous to the aquatic environment - Chronic Hazard Category 1	H410	Very toxic to aquatic life with long lasting effects

Full text of H statements : see section 16

2.2. GHS Label elements, including precautionary statements

GHS US labeling

Hazard pictograms (GHS US)	: 
Signal word (GHS US)	: Danger
Hazard statements (GHS US)	: H272 - May intensify fire; oxidizer H314 - Causes severe skin burns and eye damage H410 - Very toxic to aquatic life with long lasting effects
Precautionary statements (GHS US)	: P210 - Keep away from heat, open flames, sparks. - No smoking. P220 - Keep/Store away from combustible materials P221 - Take any precaution to avoid mixing with combustibles P260 - Do not breathe dust. P264 - Wash exposed skin thoroughly after handling. P273 - Avoid release to the environment. P280 - Wear eye protection, face protection, protective gloves, protective clothing. P301+P330+P331 - IF SWALLOWED: Rinse mouth. Do NOT induce vomiting. P303+P361+P353 - IF ON SKIN (or hair): Remove/Take off immediately all contaminated

11/08/2019	EN (English US)	Page 1
------------	-----------------	--------

6. Gold Cyanide (AuCN)

MATERIAL SAFETY DATA SHEET

Gold (I) Cyanide

NFPA



TOX

HMS

HEALTH	3
FLAMMABILITY	0
REACTIVITY	1
PERSONAL PROTECTION	J

1. Product And Company Identification

<p>Supplier DF Goldsmith Chemical and Metal 909 Pitner Avenue Evanston, IL 60202, USA</p> <p>Telephone Number: 847-869-7800 FAX Number: 847-869-2531 E-mail: goldchem@aol.com Web Site: www.dfgoldsmith.com</p>	<p>Manufacturer DF Goldsmith Chemical and Metal 909 Pitner Avenue Evanston, IL 60202, USA</p> <p>Telephone Number: 847-869-7800 FAX Number: 847-869-2531 E-mail: goldchem@aol.com Web Site: www.dfgoldsmith.com</p>
<p>Supplier Emergency Contacts & Phone Number Chemtrac: 800-424-9300</p>	<p>Supplier Emergency Contacts & Phone Number Chemtrac: 800-424-9300</p>

Issue Date: 02/24/2006
Product Name: Gold (I) Cyanide
Chemical Name: Same as above
CAS Number: 506-65-0
Chemical Family: Platinum Group Metal
Chemical Formula: AuCN
MSDS Number: 79-228
Product Code: 79-228

Synonyms
None

2. Composition/Information On Ingredients

Ingredient Name	CAS Number	Percent Of Total Weight
Gold (I) Cyanide	506-65-0	88

EMERGENCY OVERVIEW

Highly Toxic (USA) Toxic (EU).
Toxic by inhalation, in contact with skin and if swallowed.

Hazards Identification (Pictograms)



TOXIC

Page 1 of 7